

**ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN**

# Annales des Mines

DE BELGIQUE



# Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

REDACTION

— LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban —

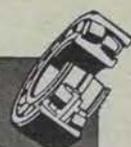
REDACTIE

**INSTITUT NATIONAL DE  
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR  
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

MARS 1951

MAART 1951



# LE POUMON

## DE LA MINE

VENTILATEUR DE 940 CV POUR  
LES CHARBONNAGES DE LIMBOURG-  
MEUSE. CONSTRUCTEUR : SOCIETE  
CHAUBEL, A HUYSSINGHEN  
3 ROULEMENTS **SKF** N° 22330 X

La condition sine qua non de toute entreprise minière est de fonctionner d'une manière parfaite et sans arrêt intempestif. C'est pourquoi les constructeurs de ventilateurs ont créé leurs types standards avec roulements **SKF** aux paliers

# SKF

Vertil



FABRIQUE DE FER, A CHARLEROI - Train quarto à tôles fortes

*Tout le matériel électrique pour la métallurgie*

**ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ELECTRIQUES DE CHARLEROI**



# ÉQUIPEMENTS ÉLECTRIQUES POUR TRAINS DE LAMINOIR

*Nos dernières références*



**S. A. FERBLATIL - TILLEUR**

LAMINOIR À FROID POUR TÔLES FINES. - VUE DE LA CAGE DE RÉDUCTION.  
MOTEUR PRINCIPAL : 3500/7000 CV - 0/175/370 TOURS PAR MINUTE.  
MOTEURS D'ENROULEUSES : PAR BOBINE : MOTEUR DOUBLE 2 X 600 CV - 0/150/450 T/M  
GROUPE WARD LÉONARD D'ALIMENTATION 600 TOURS PAR MINUTE.

## **USINES A CUIVRE ET A ZINC - LIÈGE**

TRAIN SENDZIMIR.  
MOTEUR PRINCIPAL 600 CV.  
MOTEURS D'ENROULEUSES : PAR BOBINE : MOTEUR DOUBLE 2 X 400 CV.  
GROUPE WARD LÉONARD D'ALIMENTATION 1000 TOURS PAR MINUTE.

## **S. A. THY-LE-CHATEAU ET MARCINELLE - MARCINELLE**

TRAIN RÉVERSIBLE À BILLETES : 3500/9600 CV - 0/75/175 TOURS PAR MINUTE.  
GROUPE ILGNER D'ALIMENTATION 750 TOURS PAR MINUTE.

## **USINE FLORIAN EN POLOGNE**

DUO RÉVERSIBLE DE 750 M/M - 5500/16500 CV - 0/70/150 TOURS PAR MINUTE.  
GROUPE ILGNER D'ALIMENTATION 600 TOURS PAR MINUTE.  
TRAIN A FEUILLARDS - 4 MOTEURS DE 400 CV ALIMENTÉS PAR REDRESSEURS A VAPEUR DE MERCURE.

## **STÉ MÉTALLURGIQUE D'ESPÉRANCE-LONGDOZ - LIÈGE**

TRAIN DE LAMINOIR SEMI-CONTINU POUR LE LAMINAGE À CHAUD DE LA TÔLE.  
PRÉPARATEUR DUO RÉVERSIBLE "TWIN MOTOR DRIVE",,



**S. A. OUGRÉE-MARIHAYE - SERAING**

TRAIN BLOOMING RÉVERSIBLE. - VUE DU MOTEUR DOUBLE.  
MOTEUR DOUBLE : 8200/24500 CV - 0/55/120 TOURS PAR MINUTE - 1540 VOLTS.  
GROUPE ILGNER D'ALIMENTATION 600 TOURS PAR MINUTE

ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ÉLECTRIQUES DE CHARLEROI



MACHINES pour MINES

**LÉOP. DEHEZ**

SOCIÉTÉ DE PERSONNES A RESPONSABILITÉ LIMITÉE



Registre du Commerce de Bruxelles 46340

Siège Social :

Correspondance : 97, AVENUE DEFRE, UCCLE-BRUXELLES

Téléphone : Bruxelles 44.44.80

Télégrammes : POPOLITO-BRUXELLES

*vous présente*

*pour la modernisation du fond :*

**UNE INSTALLATION  
TELEPHONIQUE**



**SANS SOURCE  
DE COURANT**

*agrée par l'Administration des Mines sous le n° 13 E 7865*





*La clef de  
la réussite*



## CONVOYEUR UNIVERSEL

pouvant être ripé ou déplacé à la main

MATERIEL POUR MINES

**Ch. Lambrecht**  
S.A.

85, Av. Pierre Curie - BRUXELLES - Tél. 48.87.94

# ENTREPRISES DE TRAVAUX MINIERES Jules VOTQUENNE

11, rue de la Station, TRAZEGNIES

TELEPHONE : Charleroi 80.091



FONÇAGE ET GUIDONNAGE DE PUIITS DE MINES  
NOUVEAU SYSTEME DE GUIDONNAGE  
A CLAVETTES SANS BOULONS

Brevet belge n° 453989 E.-T. de 1944 - Brevets français  
n° 540539 - Guidonnages frontaux métalliques et en bois,  
pour puits à grande section.

EXECUTION DE TOUS TRAVAUX DU FOND

Creusement de galeries, boueux à blocs,  
boueux à cadres, recarrages, etc., etc.

ARMEMENTS COMPLETS DE PUIITS DE MINES  
BOIS SPECIAUX D'AUSTRALIE

Entreprises en tous pays. — Grande pratique.

Nombreuses références,	} 50 puits à guidonnage BRIARD
équipement de :	
Guidonnage à clavettes	} 17 puits à grande section.
(nouveau système)	
	} 4 puits en service.
	} 2 puits en commande.

Visites, Projets, Etudes et Devis sur demande.

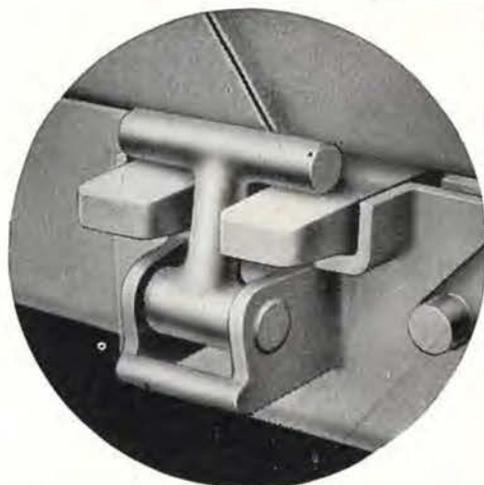
## RAILWAY MINE & PLANTATION EQUIPMENT LTD

REPRESENTE EN BELGIQUE PAR

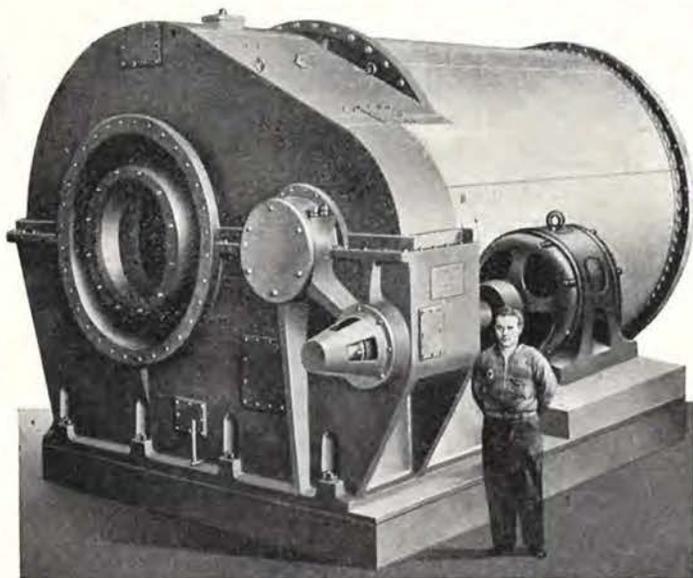
Ets H. F. DESTINE, 73, rue de Hennin, Bruxelles

### EQUIPEMENTS DE MINES

Transporteurs à courroie et à raclettes - Haveuses  
Coffrets de chantier « Thyatron » - Vulcanisateurs - Câbles



La photographie ci-dessus montre un détail du nouveau joint  
« BUTEE » réunissant les sections intermédiaires du transporteur  
universel à RACLETTES C.W. conçu pour les nouvelles méthodes  
de longues tailles.



Broyeur à boulets « KENNEDY ».

### Spécialités

## » KENNEDY «

Concasseurs - Cribles vibrants  
Alimentateurs - Elévateurs  
- Convoyeurs à courroies -  
Transporteurs - Broyeurs -  
Transports pneumatiques  
Traitement des minerais  
Manutention Pulvérisation  
Containers

- Usines à chaux et ciment -

95<sup>A</sup> RUE JOSEPH II SAITEC AGENT EXCLUSIF POUR LA BELGIQUE, LE  
BRUXELLES-TÉL: 12.74.45 CONGO BELGE ET LE G<sup>D</sup> DUCHÉ DE LUXEMBOURG

DE OFTA AGENT POUR L'EUROPE ET CONSTRUCTEUR EN FRANCE, 25, AV. MARCEAU - PARIS DE Kennedy-Van Saun



Transformateur anti-déflagrant  
pour mines grisouteuses.

# SEM

USINES : 42, DOCK - GAND - Tél. 576.01

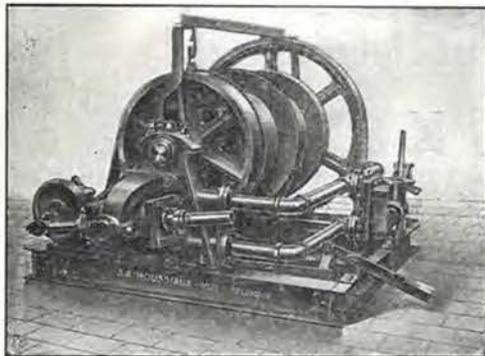


## TOUS EQUIPEMENTS ELECTRIQUES DE CHARBONNAGES

TRANSFORMATEURS - MOTEURS  
APPAREILLAGE - MACHINES D'EX-  
TRACTION - PONTS PORTIQUES  
REFRIGERANTS D'EAU - LOCOMO-  
TIVES INDUSTRIELLES G. E. C<sup>o</sup>

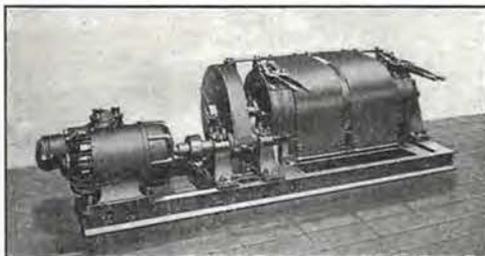
Bureaux de vente :

BRUXELLES	-	Téléphone : 37.30.50
ANVERS	-	Téléphone : 37.28.53
LIEGE	-	Téléphone : 23.62.05
CHARLEROI	-	Téléphone : 281.49
MONS	-	Téléphone : 326.44
LUXEMBOURG	-	Téléphone : 38.64



Treuil à 2 tambours, 2 cylindres oscillants.

**TREUILS ELECTRIQUES**  
pour halage et extraction.



Treuil électrique SCRAPER.

## ATELIERS ET FONDERIES J. & A. MOUSSIAUX & Frères

Société Anonyme

à HUY (Belgique) - Rue Mottet, 5

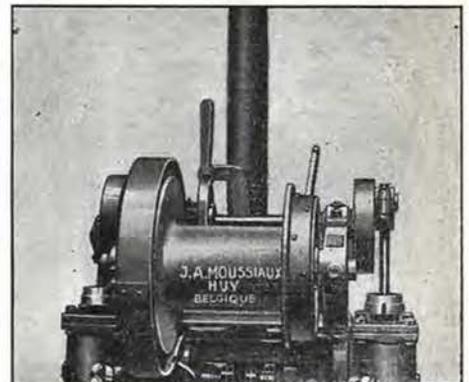
Téléphone : Huy 133.21 (2 lignes)

### MATERIEL POUR CHARBONNAGES ET MINES

**TREUILS  
A AIR COMPRIME**  
à cylindres oscillants, pour  
halage et extraction, mon-  
tés sur colonne ou sur  
châssis.

**TREUILS SPECIAUX  
A AIR COMPRIME**  
pour la traction du rabot  
à charbon :  
KOHLENHOBEL  
ou SCRAPER.

Plus de 5.000 treuils  
en activité.



Treuil sur colonnes, 2 cylindres oscillants.

**Tout matériel de manutention**  
MECANIQUE GENERALE - PIECES DE FONDERIE

# Ateliers Louis Carton

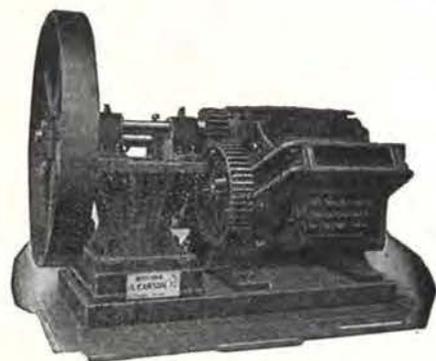
## Installations de :

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

S.A. TOURNAI  
(BELGIQUE)

## Matériel pour charbonnages :

Élévateurs - Transporteurs - Distributeurs - Filtres  
dépoussiéreurs.



Broyeurs à cylindres dentés.

Sécheurs  
à charbons.  
Broyeurs à mixtes,  
schistes, barrés.  
Trommels  
classeurs et laveurs.  
Tamis vibrants.  
Installations  
de fabrication  
de claveaux.



Installations de manutention  
et distribution de charbon.



Alimentation d'un broyeur à chocs  
« HAZEMAG »  
avec blocs de minerais de  
Type AP 5 (débit 200-250 T./h.)  
1-1,5 m<sup>3</sup> de grandeur.

## Broyeurs à chocs « HAZEMAG »

(Système Andreas, Brevets demandés en Allemagne et à l'étranger)

pour le broyage de minerais, de charbons et des pierres de remblayage,  
spécialement pour le broyage sélectif dans la préparation des minerais.

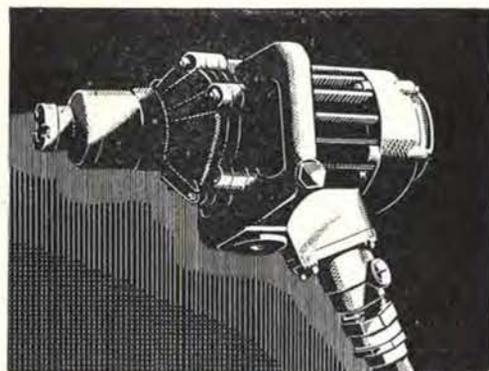
## Séchoirs rapides « HAZEMAG »

(Système Andreas, Brevets demandés dans le pays et à l'étranger)

avec trommel fixe pour le séchage de grains et de fines.

## HAZEMAG

Hartzerkleinerungs- und Zementmaschinenbau G. m. b. H.  
Münster i. W., Loddenheide 31 - Téléphone : 5227



## VICTOR PRODUCTS Ltd

WALLSEND - ON - TYNE (ENGLAND)

PERFORATRICES ELECTRIQUES & PNEUMATIQUES  
POUR FORAGES NORMAUX & PROFONDS  
AVEC FLEURETS & TAILLANTS JUSQUE 102 m/m DIAMETRE  
EQUIPEMENTS D'ECLAIRAGE ANTIDÉFLAGRANTS  
FIXES & PORTATIFS POUR GALERIES & TAILLES

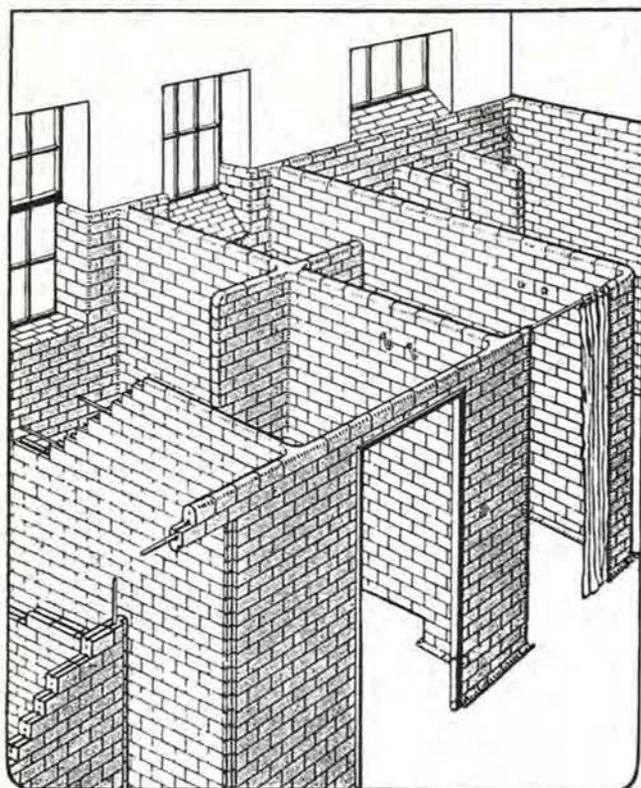
REPRESENTANTS GENERAUX :

ETABLISSEMENTS H.-F. DESTINE  
Rue de Hennin, 73 - BRUXELLES - Téléphone : 47.25.32

FOIRE INTERNATIONALE DE LIEGE 1951 - Stands 4301 - 4303. - Palais de la Métallurgie

ENTREPRISE

## BAINS-DOUCHES ET CLOISONS SANITAIRES



EN BRIQUES EMAILLÉES A DOUBLE FACE

EN

« GRES BELGE ET DE SILESIE »



ANCIENNE SUCCURSALE

# Armand BECKER

MAISON FONDÉE EN 1882

**LIEGE 35, QUAI DU BARBOU**

TELEPHONES : 43.98.50 - 43.19.20 - 43.19.32

COMPTE CHEQUES POSTAUX : 958.01

REGISTRE DE COMMERCE : 7560



## MAISON SPECIALISEE

PAR 40 ANS D'EXPERIENCES

NOMBREUSES REFERENCES

## BUREAUX D'ETUDES

PROJETS - ENTREPRISES A FORFAIT

## ATELIERS DE CONSTRUCTIONS MECANIQUES

# Armand Colinet

Télégrammes :  
Colcroix-Le Rooux

Société Anonyme  
**LE ROEULX**

Tél. : La Louvière : 221.96  
La Louvière : 220.18  
Le Rooux : 63

### ABATTAGE :

Marteaux piqueurs, exécutions : normale ; anti-poussières ; à pulvérisation d'eau. - Marteaux brise-béton. - Marteaux-bêches. Aiguilles et autres outils pour tous marteaux pneumatiques.

### PERFORATION :

Marteaux perforateurs pneumatiques. - Béquilles pneumatiques pour marteaux perforateurs. - Jumbo. - Têtes de rinçage pour injection d'eau. - Capteurs de poussières pour boueuses. - Foreuses pneumatiques à charbon. - Fleurets de perforation. - Taillants en croix et en simple burin au carbure de tungstène.

### CHARGEMENT :

Tasseurs pneumatiques pour wagonnets. - Chargeuse « CATA-PULTE ».

### TRANSPORT :

Installations complètes de bandes transporteuses. - Rouleaux pour transporteurs (à l'huile ou à graisse). - Moteurs pneumatiques.

### SOUTÈNEMENT :

Étançons métalliques.

### CONDUITES D'AIR ET D'EAU :

Tous accessoires pour air comprimé et eau. - Raccords rapides à rotule avec joints auto-étanches SUPPLEX. - Robinets. - Soupapes automatiques. - Busettes. - Ecrus à ailettes. - Carcans. - Nipples, etc.

### BETON :

Vibrateurs pneumatiques à béton

### DIVERS :

Toutes pièces mécaniques de haute précision exigeant des matières de qualité, du traitement thermique (cémentation et trempage), de la rectification, rodage, par exemple : Pièces de moteurs à secousses, pièces de locos Diesel, pièces de treuils, haveuses, etc.

Petite meuleuse à main pour ajusteurs.

DEMANDEZ NOS CATALOGUES ET LA VISITE DE NOS TECHNICIENS



# SAUTER S.A.

Bâle  
Interrupteurs horaires - relais -  
contacteurs et clignoteurs -  
Régulateurs progressifs pour  
température, humidité, niveau, puis-  
sance, densité. Appareils frigorifiques  
à solénoïde - Thermostats toutes  
applications. Humidostats - Régulateurs  
de pression à flotteur et de niveau.

# STOTZ KONTAKT

(Groupe Brown-Boveri)  
Automates de protection uni-bi  
et tripolaires. Interrupteurs et  
prises de courant de tous genres.

# WEBER S.A.

# TRUB TAUBER S.A.

Zurich  
Appareils de mesure et de contrôle  
et thermiques - Pompes moléculaires -  
à rayons cathodiques à haute tension -  
électronique.

Lucerne - Coupe - circuits et fusibles  
Diazed / 2-200 ampères, 250-500-750-1200 volts  
et à haut pouvoir de coupure B.T.

# S.A. ELECTRO-APPAREILS

BRUXELLES • 233 Rue de la LOI 233 • Téléphones : 34. 28. 86 - 33. 76. 32

CREATION - LA GENERALE PUBLICITAIRE - S. A.

Vulcanisateur électrique  
antidéflagrant

# WAGENER



MATERIEL POUR MINES  
BRUXELLES 85 Av. P. CURIE - Tel. 48.87.94

Ch. Lambrecht

S.A.

## BUREAU D'ETUDES INDUSTRIELLES FERNAND COURTOY

S. A.

43, RUE DES COLONIES - BRUXELLES  
Tél. : 12.30.85 (5 lignes)

## INGENIEUR CONSEIL-ARCHITECTE ETUDES ET PROJETS

DANS LES DIVERS DOMAINES  
DE LA TECHNIQUE



ELECTRICITE  
MECANIQUE  
THERMIQUE  
GENIE CIVIL

ORGANISATION  
EXPERTISES  
CONTROLES  
RECEPTIONS



# Les Ateliers Métallurgiques

Sté Ame

## NIVELLES

- Wagons ordinaires, trémies ou basculants.
- Voitures de fond pour transport des mineurs.
  - Chevalements de mines et Ossatures métalliques de tout type.
  - Pièces forgées, en tôle emboutie, en tôle pliée.
    - Tôles ondulées galvanisées.
    - Brides pour tuyauteries à haute pression.

USINES A : NIVELLES - TUBIZE - LA SAMBRE - MANAGE — Tél. 22-63 et 194 Nivelles

## RALENTISSEUR A DISQUES

# BEIEN

POUR TAILLES OBLIQUES



## CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES D'ANS

Sté Ame

Cap. 20.000.000

à ANS-lez-LIEGE



Division

### CHAINES :

Chaines 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.

MATERIEL POUR MINES  
BRUXELLES 85 Av P. CURIE - Tel 48 87 94

*Ch. Lambrecht*

S.A.



## Etablissements BERRY

SOCIÉTÉ ANONYME

77, rue de Mérode - BRUXELLES - Téléphone : 37.16.22

■  
Locomotives Diesel de 15 à 150 CV.  
Ventilateurs d'aérage de 2 à 2000 CV.  
Épuration pneumatique des charbons  
et minerais.

Adressez-vous à

### MAVOR & COULSON LTD

BRIDGETON, GLASGOW S. E.

pour ses convoyeurs  
haveuses Samson  
chargeuses Samson

### SISKOL MACHINES LTD

SHEFFIELD

pour son canon abatteur

### HEAD WRIGHTSON & C<sup>o</sup> LTD

THORNABY ON TEES

pour tout matériel de surface  
installation de skip  
wagons, etc.

FILIALE :

**MAVOR & COULSON (CONTINENTALE), S. A.**

65, rue Georges Raeymackers, BRUXELLES III

Téléphone : 16.09.43

Télégrammes : Prodigious



LA LOUVIERE

Tél. : 231.07 - 241.96  
BELGIQUE

### PONTS - CHARPENTES - CHAUDRONNERIE

Wagons. - Appareils de voie. - Wagonnets. - Ponts route. -  
Ponts rails. - Ponts fixes. - Ponts tournants et  
roulants. - Pylônes. - Chevalets. - Passerelles.

### INSTALLATIONS COMPLETES DE TOUTE MANUTENTION

Bâtiments métalliques divers. - Triages. - Lavoirs. - Chaufferies.  
- Centrales électriques. - Réservoirs. - Tanks. - Gazomètres. -  
Etançons et Cadres métalliques « Brevetés ». - Caillebotis métal-  
liques pour planchers et marches d'escaliers.

**Ateliers de LA LOUVIERE-BOUVY, s.a.**

POUR VOS  
TRAVAUX PUBLICS,  
INDUSTRIELS  
OU PRIVÉS

VOOR UWE  
OPENBARE,  
INDUSTRIELE  
OF PRIVE-WERKEN

*ADRESSEZ-VOUS A LA :*

*VRAAGT ADVIES AAN :*

# SOCIETE BELGE DES BETONS

**37, Boulevard du Régent, BRUXELLES**

Téléphone : 12.50.40

*ET A LA*

*EN AAN*

# SOCIETE AUXELTRA

**51, Rue du Trône, BRUXELLES**

Département : **GENIE CIVIL**  
Tous Travaux de Bâtiments  
Constructions Industrielles  
et Privées

Téléphone 12.51.71 - 72 et 73

Département : **ELECTRIFICATION  
ET TRAVAUX SPECIAUX**  
Electrifications  
de Chemins de Fer et diverses  
Travaux spéciaux

Téléphone : 12.99.31 et 32

VOUS Y TROUVEREZ  
LA SOLUTION DE  
TOUS VOS PROBLEMES  
DE CONSTRUCTION.

U ZULT ER DE  
OPLOSSING VAN AL  
UWE BOUWVRAAGSTUKKEN  
VINDEN.

# FUMISTERIES INDUSTRIELLES

MAÇONNERIES DE CHAUDIERES DE TOUS TYPES  
ET DE TOUTES PUISSANCES

FOYERS ET FOURS INDUSTRIELS DE TOUS GENRES

PRODUITS ET CIMENTS REFRACTAIRES SPECIAUX

MEXICO REFRACTORIES COMPANY

MEXICO, MISSOURI, U. S. A.

## ARSÈNE PARDON & C<sup>o</sup> SOC. AN.

112, rue Malibran - BRUXELLES

Adr. tél. FUMISTRA-BRUXELLES

TELEPHONE : 47.87.44

Reg. Comm. Brux. 178.279

### PRODUITS REFRACTAIRES

SEMI-SILICEUX - SILICO - ALUMINEUX

ALUMINEUX - EXTRA ALUMINEUX

SPECIAUX - CALORIFUGES

#### SPECIALITES

de voûtes suspendues, briques  
accrochées, etc. pour chaudières  
tous types.

Briques et pièces de fours sécheurs  
utilisés pour la fabrication  
des charbons agglomérés.

### R. & A. PIRE

S. P. R. L.

MONCEAU - SUR - SAMBRE

(BELGIQUE)



### Pousseur d'origine de Panzer

(breveté,  
avec étai de serrage au toit  
Force de poussée 5 t  
Pour le ripage des blindés



### J. D. NEUHAUS G.M.B.H.

Fabrique d'Appareils de levage - Fondée en 1769

#### WITTEN-HEVEN

VENTE: Ets J.-B. BONAUDO S.A. Matériel pour MINES  
40, Jean Lamy - BRUXELLES

# FORAKY

SOCIÉTÉ ANONYME

CAPITAL : 50.000.000 DE FR.S.

## SONDAGES FONCAGE MATÉRIEL

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

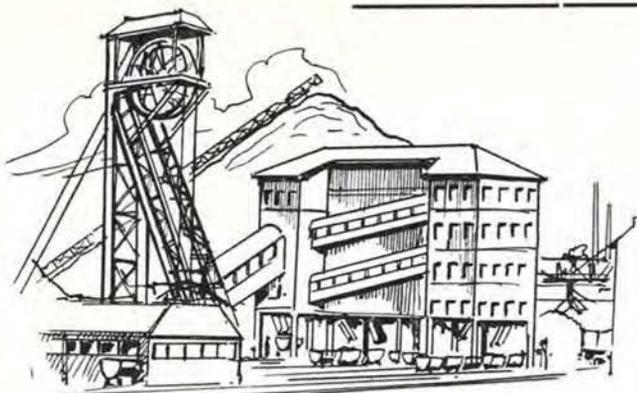
DE PUIITS PAR CONGÉLATION, CIMENTATION, NIVEAU VIDE ET TOUS AUTRES PROCÉDÉS, TRAVAUX  
MINIERS.

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

ATELIERS DE CONSTRUCTION A ZONHOVEN PRÈS HASSELT

SIÈGE SOCIAL 13, PLACE DES BARRICADES  
BRUXELLES

CORRESPONDANTS EN FRANCE, ANGLETERRE, ESPAGNE



# Moteurs MOËS

Société Anonyme - WAREMME

*Spécialisée dans la construction de :*

**MOTEURS DIESEL STATIONNAIRES**  
de 6 à 150 CV.

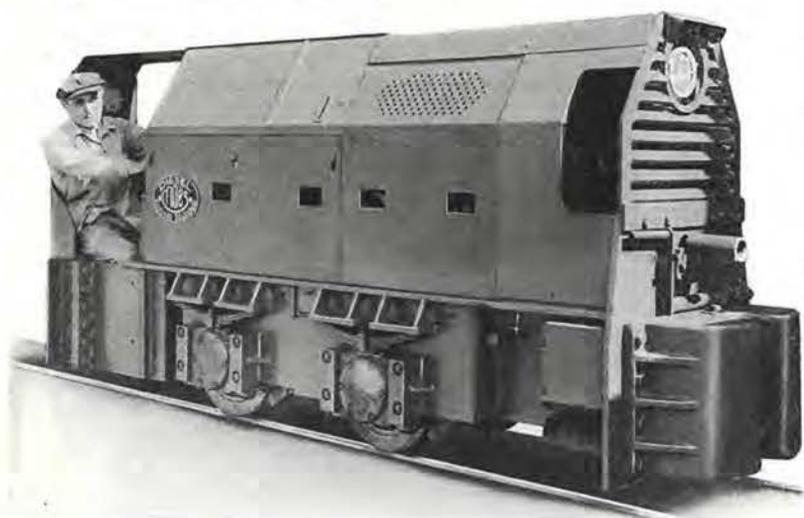
**MOTEURS DIESEL MARINS**  
de 28 à 150 CV.

**LOCOMOTIVES DIESEL DE SURFACE**  
de 12 à 100 CV.

Ecartement de 450 mm à 1,435 m.  
✕

**LOCOMOTIVES DIESEL DE MINE**  
de 14 à 90 CV.

✕  
**GROUPES ELECTROGENES**  
de 3,5 à 100 KW.



## SPECIALITES **SULZER**

Moteurs Diesel à turbines à gaz pour toutes applications.  
Centrales à vapeur complètes. — Installations de chaudières électriques.  
Installations d'accumulation, de réglage et de distribution de vapeur.

Turbines à vapeur à contre-pression.

Pompes centrifuges et axiales.

Conduites forcées pour centrales hydroélectriques.

Ventilateurs et soufflantes de petite puissance.

Compresseurs axiaux et radiaux.

Compresseurs à piston et hypercompresseurs.

Installations frigorifiques et de congélation rapide.

Installations de concentration avec et sans pompe à chaleur.

Appareils pour l'industrie chimique.

Autoclaves à moyenne et haute pression.

Fonte de précision, procédé à cire perdue.

Représentant pour la Belgique, le Grand-Duché de Luxembourg et le Congo Belge :

**Marcel BERTRAND**

Ing. Civil — 122, avenue Eisenhower, BRUXELLES

*Vos clients de demain  
visiteront tous Liège*

entre le 21 avril et le 6 mai 1951

**Vous devez y exposer**

—  
Votre présence s'impose  
à cette *foire spécialisée*.  
En y présentant vos  
fabrications, vous tirerez  
un profit certain des  
communications scientifiques  
et techniques qui seront faites  
à la Conférence Internationale  
sur les pressions de terrains  
et le soutènement dans  
les chantiers d'exploitation,  
qui est organisée par l'Institut  
National de l'Industrie  
Charbonnière à l'occasion de la

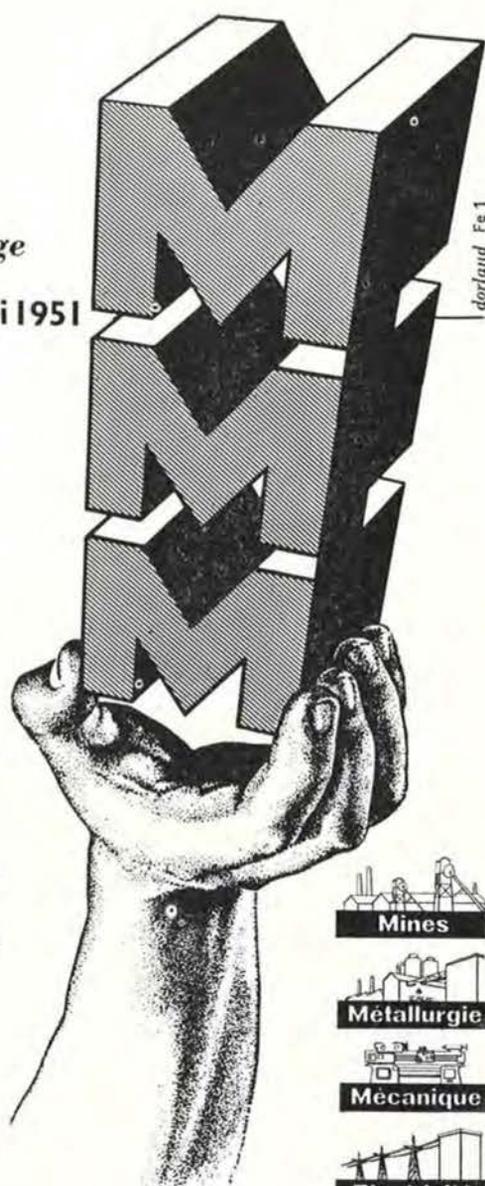
**3<sup>ème</sup> FOIRE  
INTERNATIONALE**

*21 AVRIL - 6 MAI 1951*

**Liège**

**3<sup>ème</sup> FOIRE  
INTERNATIONALE**

Pour tous renseignements complémentaires,  
adressez-vous à la Foire Internationale de  
Liège, 17, Boulev. d'Avroy, Liège, Belgique.



SOCIETE DES MINES & FONDERIES DE ZINC  
DE LA

# Vieille-Montagne

## ZINC

ORDINAIRE ET ELECTRO

Lingots - Feuilles - Bandes  
Fil - Clous - Barres - Tubes

FIL DE ZINC POUR LA METALLISATION  
AU PISTOLET

## PLOMB

Lingots - Feuilles - Tuyaux  
Fil - Siphons et Coudes

ETAIN - CADMIUM - ARGENT

OXYDES DE ZINC

en poudre et en pâte

POUDRE DE ZINC

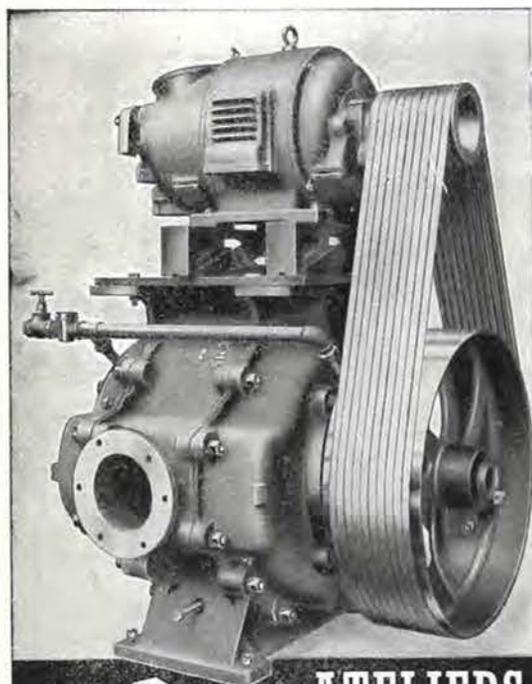
ACIDE SULFURIQUE

Sulfate de Cuivre - Sulfate de thallium  
Arséniate de chaux

GERMANIUM ET OXYDE DE GERMANIUM

BISMUTH ET SES SELS

Direction générale : ANGLEUR : Tél. 65.00.00



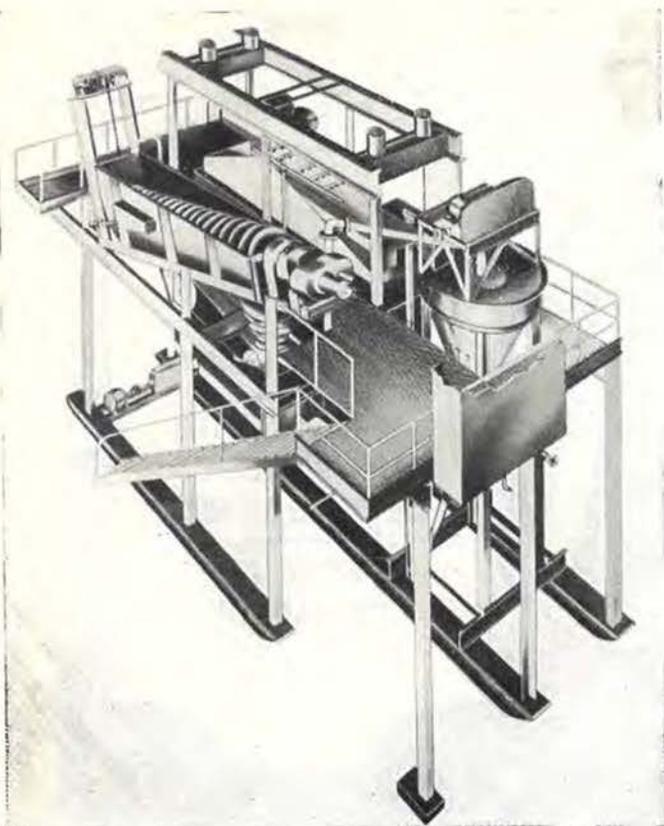
LE DERNIER CRI DE LA TECHNIQUE

**POMPES A VIDE  
& SURPRESSEURS**  
à anneau liquide HYDRO  
Brevet Dardelet • Licence Neyret-Beylier

Sécurité de fonctionnement  
Entretien et surveillance nuls  
Rendement maximum  
HYDRO est le fruit de 90 années de spécialisation dans la  
construction des pompes et compresseurs  
DEMANDEZ NOTRE DOCUMENTATION HYDRO  
CONTENANT PHOTOS, SCHEMAS ET SPECIFICATION  
Nos références : Plus de 500 Clients (Liste sur demande)

ACMT

**ATELIERS DE CONSTRUCTION MECANIQUE.**  
**DE TIRLEMONT** ANCIENS ATELIERS  
J.-J. GILAIN TÉL.: 12 TIRLEMONT



## TRAITEMENT DES CHARBONS ET MINERAIS par LIQUEURS DENSES

Procédé « HEAVY MEDIA SEPARATION »

### WEMCO

INSTALLATIONS PREFABRIQUEES  
MONTAGE AISE  
SEPARATION PRECISE  
RENDEMENT INEGALE  
PRIX DE REVIENT TRES BAS  
POSSIBILITE DE REALISER  
TROIS PRODUITS  
DELAIS DE LIVRAISON RAPIDES

AGENTS GENERAUX pour BENELUX et COLONIES :  
**AGENCE MINIERE ET MARITIME**  
S. A.

2, rue Van Brée - ANVERS

TELEPHONE : 32.19.35 - 32.19.36

Télégr. : Rentiers-Anvers

RENSEIGNEMENTS ET DOCUMENTATION SUR DEMANDE

## MINES et METALLURGIE, s. a.

166, RUE JOSEPH II - BRUXELLES

Téléphone : 33.12.11

Tout matériel MINIER  
et de préparation de minerais.

Compresseurs et marteaux ATLAS.  
Matériel complet de perforation.  
Fleurets. - Taillants. - Détonateurs.  
Pelleuses. - Chargeuses

Tous travaux de sondage.  
Sondeuses CRAELIUS.

Concasseurs. - Broyeurs à boulets.  
Tamis vibrants. - Jigs.  
Tables à secousses.  
Laveries et flottation.  
Procédé par liquide dense.

Spécialité de pièces en acier spécial  
pour organes et revêtements sujets à usure.

## MINEMETAL



## COMPAGNIE AUXILIAIRE DES MINES

SOCIETE ANONYME

Rue Egide Van Ophem, 26  
UCCLE - BRUXELLES

Reg. du Commerce de Bruxelles 580

TELEPHONE : 44.27.05



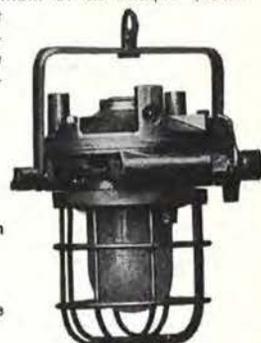
## Eclairage Electrique des Mines

Lampes de sûreté pour mineurs, à main et au casque (accus plomb et alcalins). — 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.

Premières installations en marche  
depuis 1897



*La Marque  
réputée dans le domaine  
de la vapeur*



PURGEURS  
AUTOMATIQUES  
—  
DÉTENDEURS  
RÉGULATEURS  
DE PRESSION  
—  
DÉSHUILEURS  
—  
ALIMENTATEURS  
AUTOMATIQUES  
DE CHAUDIÈRES  
—  
SÈCHEURS  
DE VAPEUR  
—  
FILTRES

ÉTABLISSEMENTS  
**JEAN MARCK** S.A.  
HERSTAL-LIÈGE  
FILIALE : S.A. LE PURGEUR MARCK À LILLE

TÉL.  
41008  
40678

**MINELEC**

18-20-22, rue de Menin, Bruxelles  
Tél. : 25.03.92 - 26.80.39

*Tout le matériel de sécurité*

Sous-stations antidéflagrantes -  
moteurs - disjoncteurs - éclairage  
- tableaux de signalisation -

*pour la mine  
pour l'industrie*

Chauffe-masse antidéflagrants.

Directeur technique :  
Ch. BONDROIT, ing.

**MATERIEL ANTIGRISOUTEUX**



DISJONCTEURS  
✕  
CONTACTEURS  
✕  
TABLEAUX  
ET  
APPAREILLAGE  
DIVERS  
✕

**SOCOMÉ**  
S. A.

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



# LOCOTRACTEURS DEUTZ



La grande majorité des charbonnages belges utilise et apprécie les qualités et la valeur des locotracteurs DIESEL-DEUTZ. Sur les 20.000 construits à ce jour, plus de 300 sont en service en BELGIQUE.

de MINES : Types agréés par l'I. N. M.

MAH 914 de 9 CV.  
A2M 517 de 30 CV.  
A4M 517 de 50 CV.  
A4M 517 de 60 CV.  
A6M 517 de 75 CV.  
A6M 517 de 90 CV.

Toutes les pièces  
d'usure sont  
interchangeables.

de SURFACE : Types

F2M 414 de 24 CV.  
F4L 514 de 55 CV.  
A6M 517 de 107 CV.  
A8M 517 de 165 CV.  
V6M 436 de 360 CV.

pour écartement  
de 1 mètre et plus.

Ces machines sont équipées de boîtes de vitesses hydrauliques.

Livraison rapide  
de pièces de rechange.

## LOCORAIL S. A.

146, chaussée de Haecht - Bruxelles - Tél. 16.09.47 - 16.47.12

## LES EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES R. LOUIS

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

rue Borrens, 37-39, Ixelles-Bruxelles  
Téléphones : 48.27.84 - 47.38.52

## Ateliers de Constructions et Chaudronnerie de l'EST

S. A. à MARCHIENNE-AU-PONT

Traitement mécanique  
des charbons et minerais

Procédés des RHEOLAVEURS A. France.  
Manutention générale. - Ponts roulants.

TRANSPORTEURS A COURROIE

Charpentes

Ouvrages de Chaudronnerie.

Télégrammes :  
ESTRHEO

Téléphones :  
Charleroi 222.44-222.43

# MODERNISEZ

vos voies de raccordement

au moyen des

## TRAVERSEES EN BETON

SYSTEME FRANKI-BAGON

incombustibles et de très longue durée. Voie stable, souple, d'entretien aisé. Ecartement parfait des rails. Attache du rail simple, rapide et sans tire-fond.

Demandez la brochure explicative illustrée à

### PIEUX FRANKI

196, RUE GRETRY - LIEGE - BELGIQUE



## KLÖCKNER HUMBOLDT

DEUTZ, S. A.

Etude et réalisation  
d'installations complètes  
ou partielles pour :

Minerais - Métaux - Charbon  
- Lignite - Ciment - Pierres  
et Terres.

#### CHARBON :

Préparation mécanique par voie sèche, humide ou par flottation.

**Lavage par liqueur dense, système HUMBOLDT.**

Tous les appareils individuels nécessaires à cet effet.

**Lavage pneumatique - Appareils de flottation** avec filtres rotatifs, épaisseurs, centrifugeurs, etc.

**Installation de dépoussiérage. - Matériel d'agglomération.**

Matériel pour la fabrication des briquettes.

NOMBREUSES REFERENCES  
EN BELGIQUE  
ET DANS LE MONDE

## LOCORAIL S. A.

146, chaussée de Haecht à Bruxelles - Tél. 16.09.47 - 16.47.12

# PREPARATION MECANIQUE AGGLOMERATION



Lavoir à charbon à la mine Graf Bismarck 7/8 - Année de construction 1949.

**INSTALLATIONS DE PREPARATION MECANIQUE.** — Installations complètes de criblage et de lavage des charbons, lavage par voie sèche et humide. - Installations de flottation, traitement par liquide dense (procédé Tromp).

**INSTALLATIONS DE BRIQUETAGE.** — Usines complètes d'agglomération, presses à cylindres et à pistons, mélangeurs et sécheurs.

**INSTALLATIONS DE CONCASSAGE.** — Concasseurs à mâchoires, broyeurs à cylindres, laminoirs lisses, broyeurs à marteaux, broyeurs centrifuges.

**INSTALLATIONS DE CRIBLAGE ET DE CHARGEMENT.** — Cribles oscillants rapides, cribles D.K., vibrateurs, cribles à secousses, grilles de cribles, bandes de triage, installations de mélange.

**INSTALLATIONS POUR SIEGES D'EXTRACTION.** — Roulage automatique aux abords des puits, culbuteurs rotatifs, chaînes à godets, courroies transporteuses, transporteurs à auges, transporteurs à raclettes, traînage.

**INSTALLATIONS DE FILTRAGE.** — Filtres tournants à tambour, petits filtres à cellules pour tous schlamms de charbon, de minerais et de produits chimiques.

**MACHINES POUR COKERIES.** — Enfourneuses pour fours à cokes, chariots de guidage, chariots d'extinction, défourneuses.

**POMPES CENTRIFUGES.** - **INSTALLATIONS DE DEPOUSSIERAGE.**  
**VENTILATEURS.** - **VENTILATEURS DE MINES.**

**CONSTRUCTIONS METALLIQUES - TOLES PERFOREES - METAL DEPLOYE.**

**SCHÜCHTERMANN & KREMER-BAUM**  
AKTIENGESELLSCHAFT FÜR AUFBEREITUNG · DORTMUND

*Kalbat*

*Depuis 10 ans*

# TUBIX

fait ses preuves  
dans les plus grandes  
usines américaines et  
européennes

- Hercules
- Aerona
- Naval A
- 1939 - Petomac
- Ohio Publ
- New York St
- Standard Oil
- Union Paper
- Bank Co
- Illinois Elec. & C
- Public Services of Colorado
- Dow Chemical Co
- Combustion Engineering Co
- Babcock & Wilcox Co
- Consolidated Water Pow
- Bell Co
- Toledo Edison Co
- Diamond Alkali Co
- Public Serc. of Colorado
- Winchester Kopa Repeating Ar
- 1941 - T N T Boiler House York Town
- University of Delaware
- American Lime and Stone Co
- Shell Loading Plant
- Brooklyn Edison Co
- Stuebaker Corp
- Général Machinery Corp.
- Babcock and Wilcox
- Western Electric Co
- Iowa Public Service Co
- Buffalo Niagara Elec. Corp.
- Foster Wheeler Corp. for Dow C
- Westingh Elec. Intl. Co
- City of
- Michi
- Nav
- Nav
- U. S. me Cor
- Naval Receiving
- S. Rubber
- Co
- ronauti
- Corp
- gic
- Exp



C'est en 1938 que  
PRAT-DANIEL CORP. U.S.A.  
imagina de grouper dans un  
même caisson des tubes cyclone  
de petit diamètre pour  
former le

## TUBIX

Le plus économique pour  
dépeussier les chaudières,  
les mines, les usines métallur-  
giques, de produits chimiques,  
etc.

**NOMBREUSES RÉFÉRENCES  
EN BELGIQUE**

SOCIÉTÉ BELGE  
**PRAT - DANIEL**  
BRUXELLES  
343, AVENUE LOUISE  
TÉL.: 48.11.50

LE DÉPOUSSIÈREUR DYNAMIQUE AU RENDEMENT

LE PLUS ÉLEVÉ

Autres spécialités : tirage mécanique; épuration des eaux

# Annales des Mines

DE BELGIQUE



# Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

REDACTION

— LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban —

REDACTIE

**INSTITUT NATIONAL DE  
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR  
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

MARS 1951

MAART 1951

**COMITE DE PATRONAGE**

- MM. 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.  
 E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.  
 P. CULOT, Directeur-Gérant de la S. A. des Charbonnages du Hainaut, à Hautrage.  
 P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Professeur à 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.  
 A. DUFRASNE, Directeur-Gérant Honoraire de la S. A. des Charbonnages de Winterslag, à Bruxelles.  
 P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.  
 L. GREINER, Président du Groupement des Hauts-Fourneaux et Acières Belges, à Bruxelles.  
 A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.  
 M. LASSALLE, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.  
 P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.  
 A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.  
 I. ORBAN, Président de l'Association Charbonnière du Centre, à La Louvière.  
 A. RENIER, Professeur à l'Université de Liège, à Bruxelles.  
 G. A. ROELANDTS, Fédération Belge des Producteurs d'Azote, à Bruxelles.  
 E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.  
 E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.  
 R. TONGLET, Président de l'Union des Producteurs Belges de Chaux, Calcaires, Dolomies et Produits Connexes (U.C.C.D.), Soc. Coop., à Sclayn.  
 R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.  
 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. L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant 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 Sambre, te Brussel.  
 E. CHAPEAUX, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.  
 P. CULOT, Directeur-Gérant van de N. V. « Charbonnages du Hainaut », te Hautrage.  
 P. DE GROOTE, Oud-Minister, Hoogleraar aan 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.  
 A. DUFRASNE, Ere Directeur-Gérant van de N. V. der Kolenmijnen van Winterslag, te Brussel.  
 P. FOURMARIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.  
 L. GREINER, Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et Acières Belges », te Brussel.  
 A. HALLEUX, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Brussel.  
 M. LASSALLE, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.  
 P. MAMET, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.  
 A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.  
 I. ORBAN, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Centrum, te La Louvière.  
 A. RENIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Brussel.  
 G. A. ROELANDTS, Belgische Federatie der Stikstofvoortbrengers, te Brussel.  
 E. SOUPART, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Tamines », te Tamines.  
 E. STEIN, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Hasselt.  
 R. TONGLET, Voorzitter der Vereniging der Belgische Voortbrengers van Kalk, Kalksteen, Dolomiet en Aanverwante Producten (U.C.C.D.), S. V., te Sclayn.  
 R. TOUBEAU, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.  
 J. VAN OIRBEEK, Voorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken te Brussel.  
 O. VERBOUWE, Ere Directeur Generaal der Mijnen, te Ukkel.

**COMITE DIRECTEUR**

- MM. A. MEYERS, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.  
 J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.  
 H. ANCIAUX, Inspecteur Général des Mines, à Wemmel.  
 P. DELVILLE, Directeur à 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.  
 P. GERARD, Ingénieur en Chef-Directeur des Mines, à Hasselt.  
 M. GUERIN, Inspecteur Général des Mines, à Liège.  
 H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.  
 R. LEFEVRE, Ingénieur en Chef-Directeur des Mines, à Jumet.  
 M. NOKIN, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.

**BESTUURSCOMITE**

- HH. A. MEYERS, Directeur Generaal van het Mijnwezen, te Brussel, Voorzitter.  
 J. VENTER, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenrijverheid, te Luik, Onder-Voorzitter.  
 H. ANCIAUX, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Wemmel.  
 P. DELVILLE, Directeur bij de Vennootschap « Evence Coppée et Cie », te Brussel.  
 C. DEMEURE de LESPAUL, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Katholieke Universiteit Leuven, te Sirault.  
 P. GERARD, Hoofdingenieur - Directeur der Mijnen, te Hasselt.  
 M. GUERIN, Inspecteur Generaal der Mijnen, te Luik.  
 H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Embourg.  
 R. LEFEVRE, Hoofdingenieur - Directeur der Mijnen, te Jumet.  
 M. NOKIN, Directeur bij de « Société Générale de Belgique », te Brussel.

Ministère des Affaires économiques  
et des Classes moyennes

ANNALES  
DES MINES

DE BELGIQUE

ANNEE 1951.  
Tome L. — 2<sup>e</sup> livraison.

Ministerie van Economische Zaken  
en Middenstand

ANNALEN  
DER MIJNEN

VAN BELGIE

JAAR 1951.  
Boekdeel L. — 2<sup>e</sup> aflevering.

REDACTION — LIEGE, 7, boulevard Frère Orban — REDACTIE

INSTITUT NATIONAL DE  
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

NATIONAAL INSTITUUT VOOR  
DE STEENKOLENNIJVERHEID

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques sur l'industrie minière et métallurgique belge, ainsi que sur l'industrie minière des pays limitrophes . . . . . 172

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — La gazéification souterraine dans les divers pays - II. Essais italiens ; III. Essais de Gorgas (E. U.) (Suite) . . . . . 174  
INICHAR. — Les convoyeurs Genard-Denisty . . . . . 197

NOTES DIVERSES

La Sixième Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essais - Verneuil (France), du 24 au 29 juillet 1950.  
J. FRIPIAT. — Explosifs. Grisou. Poussières . . . . . 203  
INICHAR. — Le captage du grisou. . . . . 214  
M. GUERIN. — Les feux et les incendies souterrains . . . . . 218  
A. DELMER. — La géographie mondiale du pétrole . . . . . 226  
A. LINARD et H. CALLUT. — L'apprentissage dans les mines . . . . . 235  
G. COPPA ZUCCARI. — Quelques renseignements sur l'industrie du gaz en Italie . . . . . 243  
Y. VERWILST. — Conference on wire ropes in mines, du 19 au 22 septembre 1950 . . . . . 247  
L. LOGUE. — Le développement et l'utilisation du procédé « Heavy Media Separation » . . . . . 262  
E. SCHUNKE. — Liaison téléphonique au chantier d'abatage par capsules dynamiques sans batterie . . . . . 271  
L. DENOEL. — Les dégâts miniers à la surface et dans les travaux . . . . . 279

STATISTIQUES

A. VAES. — Gouvernement Général du Congo Belge. - Service des Mines. - Rapport annuel. Production minière et main-d'œuvre indigène en 1949 . . . . . 305

BIBLIOGRAPHIE

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIE  
BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES R. LOUIS • BRUSSEL  
Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

Circonscription Administrative des Mines	Production nette (en tonnes)	Stock en fin de mois (en tonnes)	PERSONNEL							Nombre de journées d'extraction	Présence en % (1)
			Nombre moyen d'ouvriers				Rendement par ouvrier et par jour				
			A veine	Du fond les ouvriers à veine compris	De la Surface	Fond et Surface réunis	A veine (kg)	Du fond les ouvriers à veine compris	Fond et Surface réunis		
Mons. . . . .	389.700	436.330	3.454	16.993	6.890	23.883	4.906	(kg) 979	(kg) 688	23,0	82,9
Centre . . . . .	270.300	190.370	2.194	11.874	5.214	17.088	5.505	999	684	22,4	83,4
Charleroi . . . . .	546.270	255.030	4.730	22.241	10.826	33.067	5.019	1.036	687	23,0	85,2
Liège . . . . .	394.860	57.890	2.941	18.007	7.472	25.479	5.634	897	626	23,8	84,3
Campine . . . . .	711.760	91.040	4.919	22.616	10.129	32.745	6.028	1.305	894	24,0	84,6
Le Royaume . . . . .	2.312.890	1.030.660	18.238	91.731	40.531	132.262	5.435	1.060	726	23,3	84,2
1950 Novembre . . . . .	2.382.620	1.337.170	18.422	93.340	41.074	134.414	5.360	1.042	717	24,1	87,3
Octobre . . . . .	2.425.350	1.650.900	17.553	89.054	40.698	129.752	5.334	1.635	705	25,9	85,3
Septembre . . . . .	2.357.060	2.018.940	16.927	87.630	40.639	128.269	5.420	1.032	700	25,7	83,9
Août . . . . .	2.025.021	2.435.050	16.657	86.060	39.603	125.663	5.308	1.009	680	22,9	73,3
Juillet . . . . .	1.621.151	2.609.780	16.244	84.305	39.138	123.413	5.424	1.001	662	18,4	60,7
Juin . . . . .	2.325.880	2.682.320	18.392	94.410	41.679	136.089	5.209	998	685	24,3	81,13
Mai . . . . .	2.217.440	2.329.770	18.954	96.841	42.029	138.870	5.159	991	682	22,7	82,8
Avril . . . . .	2.350.100	2.072.590	18.775	95.953	42.029	137.982	5.256	1.010	695	23,8	85,36
Mars . . . . .	2.529.120	1.776.510	18.646	95.703	41.670	137.373	5.243	1.005	694	25,9	82,0
Février . . . . .	2.274.450	1.678.720	18.544	96.313	41.915	137.928	5.277	1.003	692	23,2	82,8
Janvier . . . . .	2.483.300	1.668.300	18.312	94.807	42.988	137.795	5.236	986	680	25,9	84,7
1949 Décembre . . . . .	2.573.720	1.812.540	18.870	97.658	42.554	140.212	5.248	1.000	691	26,0	83,0
1948 moy. mensuelle (2)	2.223.242	836.890	19.532	102.199	44.165	148.364	4.667	877	606	24,4	85,88
1947 moy. mensuelle (2)	2.032.509	448.380	18.227	95.072	43.698	137.770	4.553	858	586	24,5	84,4
1946 » » (2)	1.898.242	311.420	18.279	93.001	39.855	132.856	4.221	816	565	24,6	84,38
1945 » » (2)	1.369.834	300.090	12.008	64.194	35.961	100.155	4.742	847	526	23,7	83,68
1938 » » (2)	2.465.417	2.227.260	18.739	91.945	39.296	131.241	5.443	1.085	753	24,2	—
1913 » » (2)	1.903.466	955.890	24.844	105.921	40.163	146.084	3.160	731	—	24,1	—
Semaine du 19 au 25 février 1951	584.957	—	17.952	90.267	34.078	124.345	5.431	1.067	745	6	83,3

(1) Moyenne de tous les jours d'extraction du mois. — (2) Fin décembre. (3) Sur les 6 derniers mois de l'année seulement. — (4) Dont 120 pour le bassin du Nord. — (5) Dont 627 pour le bassin du Nord. — (6) Dont 747 pour le bassin du Nord. — (7) Pour le bassin du Sud seulement.

## FOURS A COKE

## BELGIQUE

## DECEMBRE 1950.

PROVINCES	ENSEMBLE					QUOTE-PART DES COKERIES D'USINES METALLURGIQUES				
	Production (en tonnes)	Consommation de charbon			Nombre d'ouvriers	Production	Consommation de charbon			Nombre d'ouvriers
		Belge	Etranger	Totale			Belge	Etranger	Totale	
Hainaut . . . . .	193.450	249.840	6.810	256.650	1.291	—	—	—	—	—
Liège . . . . .	119.810	152.570	3.480	156.050	883	—	—	—	—	—
Autres Provinces	146.050	176.880	17.120	194.000	2.256	—	—	—	—	—
Le Royaume . . . . .	459.310	579.290	27.410	606.700	4.430	256.890	325.710	12.100	337.810	1.893
1950 Novembre . . . . .	408.900	513.970	20.300	534.270	4.357	253.310	320.790	8.020	328.810	1.895
Octobre . . . . .	439.480	560.180	16.510	576.690	4.407	247.650	312.970	8.180	321.150	1.846
Septembre . . . . .	390.560	494.250	18.280	512.530	4.287	219.700	280.030	7.510	287.540	1.804
Août . . . . .	343.210	421.260	34.350	455.610	4.272	197.200	244.650	16.080	260.730	1.781
Juillet . . . . .	300.280	370.950	26.030	396.980	4.279	161.690	199.780	11.840	211.620	1.789
Juin . . . . .	341.510	427.200	28.250	455.450	3.956	194.720	245.070	11.820	257.490	1.881
Mai . . . . .	369.340	469.240	26.310	495.550	3.714	201.900	258.310	12.270	270.580	1.789
Avril . . . . .	364.640	467.800	20.340	488.140	3.905	201.270	258.650	8.730	267.380	1.888
Mars . . . . .	390.990	489.920	32.850	522.770	4.025	213.320	267.150	15.480	282.630	1.891
Février . . . . .	372.390	475.930	21.610	497.540	4.119	200.600	258.610	6.500	265.110	1.982
Janvier . . . . .	404.810	520.570	21.270	541.840	4.132	211.950	271.910	8.670	280.580	1.987
1949 Décembre . . . . .	398.600	511.580	19.740	531.320	4.185	209.690	270.210	7.990	278.200	2.016
1948 moy. mensuel.	460.498	457.590	158.946	616.536	4.484	228.091	243.543	63.599	307.182	2.169
1947 » »	394.130	312.660	214.870	527.530	4.087	174.670	142.510	97.340	239.850	1.837
1946 » »	321.632	347.731	80.545	428.276	3.831	123.312	139.842	26.910	166.752	1.597
1945 » »	169.898	188.635	36.942	225.577	2.917	62.012	68.638	14.399	83.037	1.321
1938 » » (1)	407.915	399.063	158.763	557.826	4.120	202.563	189.383	83.573	272.956	1.806
1913 » »	293.583	233.858	149.621	343.479	4.229	—	—	—	—	—

(1) Dont 41.372 t. de petit coke. — (2) Dont 15.962 t. de petit coke.

PROVINCES	AGGLOMERES			METALLURGIE							OBSERVATIONS	
	PRODUCTION (en tonnes)	CONSOMMATION DE CHARBON (en tonnes)	NOMBRE D'OUVRIERS	Hauts Fourneaux en activité à la fin du mois	I. PRODUITS BRUTS		II. PRODUITS DEMI-FINIS		III. PRODUITS FINIS			
					(2)		(1)		(2)			
					Fonte	Acier (4)	Pour reلامي- neurs	Autres	Acier moulé	Acier		Fer
Hainaut . . . . .	—	—	—	20	175.580	171.830	15.190	3.650	2.090	137.600	730	(1) Qui ne sont pas traités ultérieurement dans les usines qui les ont produits (subdivision de la rubrique PRODUITS FINIS). (2) en tonnes. (3) Hauts fourneaux en activité en décembre. (4) Non compris les pièces moulées. (5) Données définitives, annulant les chiffres parus dans la 2 <sup>e</sup> livraison 1950.
Liège . . . . .	—	—	—	16	129.370	141.600	25.070	3.280	190	112.110	—	
Autres provinces	—	—	—	9	68.340	60.740	18.100	4.790	1.870	39.430	2.650	
Le Royaume . . . . .	124.000	114.030	674	45	373.290	374.170	58.360	11.720	4.150	290.140	3.380	
1950 Novembre . . . . .	120.500	110.970	630	46	362.380	364.450	62.850	7.450	4.340	285.560	2.670	
Octobre . . . . .	123.000	113.310	616	44	383.670	397.210	72.680	12.560	4.280	309.650	3.190	
Septembre . . . . .	110.020	101.200	562	41	333.120	364.180	35.400	6.380	4.250	288.100	3.250	
Août . . . . .	71.980	66.120	511	38	268.780	262.040	32.470	2.400	3.640	220.000	2.480	
Juillet . . . . .	47.780	43.800	487	33	219.560	212.200	29.580	8.570	2.190	154.980	1.370	
Juin . . . . .	58.520	53.770	443	36	294.860	296.880	44.750	13.230	3.620	237.790	2.220	
Mai . . . . .	60.620	55.510	443	37	291.940	290.890	27.950	12.280	3.390	223.490	1.140	
Avril . . . . .	65.470	59.990	463	38	285.080	281.140	28.120	14.140	3.310	228.280	2.060	
Mars . . . . .	68.020	62.270	475	37	310.440	297.600	35.590	18.080	3.810	255.090	3.060	
Février . . . . .	81.280	74.270	518	36	271.370	269.070	38.830	10.840	3.540	210.050	2.740	
Janvier . . . . .	83.100	76.020 <sup>(5)</sup>	510	35	302.750	310.890	34.830	12.460	3.870	227.900	2.210	
1949 Décembre . . . . .	92.390	84.860	507	34	287.910	299.220	31.430	4.880	4.580	235.290	2.470	
1948 moy. mens.	82.399	74.513	590	48(3)	328.544	320.753	—	—	5.641	266.725	2.476	
1947 » »	112.724	103.690	569	37(3)	234.983	235.047	—	—	5.339	206.440	2.593	
1946 » »	89.505	82.487	553	31(3)	180.899	185.554	—	—	4.728	148.470	2.754	
1945 » »	64.661	59.595	490	22(3)	60.701	58.628	—	—	2.789	51.143	1.532	
1938 » »	142.690	122.797	873	50(3)	202.177	184.369	—	—	5.565	146.852	3.524	
1913 » »	217.387	197.274	1.911	54(3)	207.058	200.398	—	—	5.154	154.822	25.363	

HOUILLE

PAYS ETRANGERS

DERIVES

PAYS	Production		Nombre d'ouvriers inscrits		Rendement par journée d'ouvrier			Nombre de journées d'extraction	Absentéisme en %	COKES (en tonnes)	AGGLOMERES (en tonnes)
	Nette (Tonnes)	Marchande (Tonnes)	Fond	Fond et Surface	A front (kg)	Fond (kg) (2)	For. et Surface (kg)				
<b>France (1)</b>											
Nord-Pas de Calais	2.274.140	—	100.571	147.271	—	1.129	727	23,96	16,07	302.549	242.319
Lorraine	852.810	—	22.073	33.307	—	1.882	1.211	23,00	12,39	24.860	11.819
Blanz y	222.635	—	7.181	10.836	—	1.503	958	23,88	16,05	—	22.861
Loire	314.480	—	11.542	17.114	—	1.318	840	23,57	18,43	22.425	23.363
Auvergne	85.577	—	4.133	6.038	—	1.016	673	23,98	15,70	—	14.871
Cévennes	220.307	—	10.782	16.841	—	1.062	646	23,68	22,63	—	106.799
Aquitaine	163.933	—	6.452	9.974	—	1.154	796	24,00	18,25	26.424	7.328
Dauphiné	36.594	—	1.833	2.764	—	1.015	666	24,00	19,81	—	4.824
Provence (L.)	94.355	—	3.130	4.793	—	1.683	1.064	23,00	24,11	—	—
Hostens (L.)	65.449	—	—	153	—	—	17.794	30,00	—	—	—
Autres mines (H et L)	78.755	—	2.395	3.411	—	1.144	1.114	—	—	—	3.805
<b>Total France (H. et L.)</b>	<b>4.409.035</b>	<b>—</b>	<b>170.092</b>	<b>252.502</b>	<b>—</b>	<b>1.260</b>	<b>827</b>	<b>23,77</b>	<b>16,45</b>	<b>668.903(7)</b>	<b>645.408(7)</b>
<b>Sarre</b>	<b>1.321.464</b>	<b>—</b>	<b>39.110</b>	<b>59.525</b>	<b>—</b>	<b>1.596</b>	<b>1.030</b>	<b>24,00</b>	<b>—</b>	<b>308.517(7)</b>	<b>—</b>
<b>Total France et Sarre</b>	<b>5.730.499</b>	<b>—</b>	<b>209.202</b>	<b>312.027</b>	<b>—</b>	<b>1.326</b>	<b>866</b>	<b>23,81</b>	<b>—</b>	<b>977.420</b>	<b>645.408</b>
<b>France (3)</b>											
Nord-Pas de Calais	574.776	—	100.973	147.589	—	1.133	739	6, —	—	—	—
Lorraine	226.862	—	22.122	33.313	—	1.934	1.244	6, —	—	—	—
Blanz y	51.199	—	7.144	10.758	—	1.461	937	6, —	—	—	—
Loire	73.590	—	11.510	17.065	—	1.331	841	5,68	—	—	—
Autres mines	173.420	—	28.893	44.055	—	—	—	—	—	—	—
<b>Total France</b>	<b>1.099.847</b>	<b>—</b>	<b>170.642</b>	<b>252.790</b>	<b>—</b>	<b>1.273</b>	<b>834</b>	<b>5,95</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>—</b>
<b>Sarre</b>	<b>332.111</b>	<b>—</b>	<b>39.145</b>	<b>59.228</b>	<b>—</b>	<b>1.656</b>	<b>1.070</b>	<b>5,95</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>—</b>
<b>Total France et Sarre</b>	<b>1.431.958</b>	<b>—</b>	<b>209.787</b>	<b>312.018</b>	<b>—</b>	<b>1.346</b>	<b>879</b>	<b>5,95</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>—</b>
<b>Pays-Bas (4)</b>	<b>1.062.193</b>	<b>—</b>	<b>26.672</b>	<b>46.084</b>	<b>—</b>	<b>1.750</b>	<b>—</b>	<b>26</b>	<b>—</b>	<b>185.480</b>	<b>91.551</b>
<b>Grande-Bretagne</b>											
Sem. du 28-1 au 3-2-51	—	4.439.600	—	696.500	3.180	1.230	—	—	14,78 <sup>(5)</sup>	—	—
Sem. du 4 au 10-2-51	—	4.521.500	—	697.900	3.200	1.240	—	—	13,48 <sup>(5)</sup>	—	—
<b>Allemagne (6)</b>											
Ruhr	2.185.935	—	—	—	3.230	1.470	1.130	—	—	—	—
Aix-la-Chapelle	124.439	—	—	—	2.700	1.200	930	—	—	—	—
Basse-Saxe	43.015	—	—	—	2.230	1.100	830	—	—	—	—
<b>TOTAUX</b>	<b>2.353.389</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>3.170</b>	<b>1.450</b>	<b>1.110</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>—</b>	<b>—</b>

(1) Houille et lignite, mois de décembre 1950. — (2) Rendement calculé déduction faite des productions à ciel ouvert. — (3) Semaine du 28 janvier au 3 février 1951. — (4) Mois d'octobre 1950. — (5) Sur l'ensemble des mineurs. — (6) Semaine du 12 au 18 février 1951. — (7) Y compris la production des usines non annexes des mines (France : 292.645 t de cokés et 207.419 t d'agglomérés; Sarre : 246.070 t de cokés).

# La gazéification souterraine dans les divers pays

RAPPORT D'INICHAR

(SUITE)

## SAMENVATTING

### II. — Experimenten in Italië.

In Juli-Augustus 1947 werd te Valdarno (Toscane) een experiment op grote schaal volgens de stromingsmethode uitgevoerd. In de tamelijk onregelmatige en vochtige bruinkolenlagen van Banco Casino werd een hoefijzervormig paneel, 60 meter breed, voorbereid. Droog ligniet werd voorafgaandelijk in de galerijen opgestapeld om het aanzetten te vergemakkelijken.

De eerste ontsteking gebeurde op 12 Juli met een luchtstroom van 10.000 m<sup>3</sup>/h. De brandstof vatte onmiddellijk vuur, doch het bleek in deze omstandigheden onmogelijk de verplaatsing van de reactiezone te controleren. Het vuur werd stroomafwaarts gejaagd en moest, na vier dagen, door overstroming gedoofd worden, daar de afsluitingsdammen bedreigd werden.

De wederaansteking, op 25 Juli, ging met moeilijkheden gepaard daar de brandstof zeer vochtig was. Pas na enkele dagen begonnen brandbare componenten geleidelijk in het gas te verschijnen naarmate de temperaturen stegen en de debieten opgedreven werden.

Op 2 Augustus kon het gas aangestoken worden en, van die dag af, tot op 29 Augustus, werd op ononderbroken wijze gas met gemiddeld 725 cal/m<sup>3</sup> vorgebracht; gedurende bepaalde perioden werd zelfs een verwarmingsvermogen van 1.000 cal/m<sup>3</sup> bereikt.

Het best gas werd steeds bekomen met het inblazen van een maximaal lucht debiet (6.500 m<sup>3</sup>/h). Kleinere debieten gaven minder goede resultaten, en een sterke vermindering van de luchthoeveelheid, ten gevolge b.v. van defecten in de electriciteitsvoorziening, gaf aanleiding tot ontploffingen. Deze ontploffingen hebben er toe gedwongen het experiment, na een maand succesvolle werking, stop te zetten.

Het feit dat, met een minderwaardige brandstof, gunstige resultaten bekomen werden is waarschijnlijk aan de reageerbaarheid en aan het hoog gehalte aan vluchtige bestanddelen van de bruinkolen te wijten.

Een tweede experiment, eveneens in een bruinkolenlaag, te Terni, gaf weinig resultaten op, ten gevolge van de ondichtheid van het terrein. Men kon echter vaststellen dat gas met 1.320 cal/m<sup>3</sup> ondergronds ontwikkeld werd, terwijl bovengronds slechts gas met 400-600 cal/m<sup>3</sup> opgevangen kon worden.

### III. — Experimenten te Gorgas (U.S.A.)

Van Januari tot Maart 1947 greep een eerste reeks proeven plaats op een 12 meter breed hoefijzer-vormig paneel, in de 90 cm dik Pratt steenkolenlaag.

De meest verscheidene brandmiddelen werden afwisselend in beide richtingen ingeblazen, met debieten van 1.500 tot 5.000 m<sup>3</sup>/h. Men bewam

met lucht .....	gas aan 560 cal/m <sup>3</sup>
lucht + O <sub>2</sub> .....	416
lucht + O <sub>2</sub> + H <sub>2</sub> O .....	875
O <sub>2</sub> + H <sub>2</sub> O .....	1.125
H <sub>2</sub> O .....	1.670
natuurlijk trek .....	2.160

Grote moeilijkheden onstonden om het pannel, dat slechts 10 meter diep lag, gaslicht te houden.

Na de proef werd het door dwars gedreven gaanderijen en uitgravingen blootgelegd. Het buitenste deel was volledig uitgebrand, zonder cokesoverblijfselen, en de vrijgekomen ruimte was door het neerzakken en het sinteren van het bovenliggend gesteente volledig toegevoerd geworden.

De overblijvende kern van het paneel was door een cokesrand van ongeveer 1 m omzoomd.

Een tweede experiment werd in 1949-1950 met een rechte gaanderij uitgevoerd. Deze gaanderij lag 50 m diep en was door boringen met de bovengrond verbonden.

Hier bleek het zeer moeilijk een voldoende contact te verkrijgen tussen het brandmiddel (ingeblazen lucht) en de brandstof, zodat tot hier toe geen brandbaar gas bekomen werd, tenzij gedurende korte perioden waar gebruik werd gemaakt van verse laaggedeelten, bij middel van nieuwe boringen, buiten de as van de proefgalerij gedreven.

## II. — ESSAIS ITALIENS

### A. — Valdarno. — 12 juillet-30 août 1947. (Castelnuovo dei Sabbioni)

#### 1) Disposition du chantier.

L'essai a été effectué dans le gisement lenticulaire de lignite de Banco-Casino, recouvert par une couche de 12 à 50 m de morts-terrains.

La couche, inclinée de 12°, avec une puissance variant de 5 à 20 m, avait déjà été exploitée dans sa partie supérieure, de sorte que le toit, formé par les gradins de l'ancienne exploitation, était fort irrégulier.

La stratification du lignite est très capricieuse et de nombreuses passées d'argile salissent la couche. Le mur de celle-ci consiste en sable éocène, le toit en argile pliocène. La distillation de cette argile dégage une certaine quantité de gaz, constitué surtout par du H<sub>2</sub>, du CO et du CH<sub>4</sub> et pouvant, au cours de l'essai, venir enrichir le gaz formé dans la couche.

Les cendres du lignite se ramollissent à 1.050-1.100° et fondent à 1.270°.

La composition, d'ailleurs assez variable, du combustible résulte des analyses ci-dessous :

Analyse immédiate					Analyse élémentaire					
PCS	Humidité	Cendres	MV	CF	C	H	O	N	S	PCI
tout venant		sur sec	sec, sans cendres		sec, sans cendres					
2.288	50,55	25	55,3	46,7	50,7	6,3	59,4	1,7	1,0	5,850

Ce lignite, séché à 37 % d'humidité, donne dans un gazogène Körpell un gaz à l'air de composition moyenne :

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
6,7	1,0	25,0	11,0	1,5	54,8	1,250	1,165

Par distillation à 600-900°, il fournit par tonne : 560 litres d'eau (dont 500 correspondent à l'humidité du combustible),

20 kg de goudron,

1,7 à 2,8 kg de benzol (d'après la température de distillation),

1 à 1,5 kg d'ammoniaque,

270 kg de coke,

145 à 180 m<sup>3</sup> de gaz, de composition peu variable avec la température de distillation :

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
20,7	1,2	15,6	45,1	15,9	1,0	4,5	3,260	2,860

Le lignite en place contenait 50 % d'humidité et ne représentait que 1.870 cal/kg de pouvoir calorifique inférieur. De plus, il y avait une venue d'eau variable, mais continue, dans la galerie de feu.

D'autre part, de vieux travaux effectués dans la couche en diminuaient l'étanchéité.

Le chantier avait une forme en fer à cheval. Deux descenderies, destinées à l'entrée de l'air et au retour des gaz, avaient été creusées à partir de la découverte, en suivant la pente de la couche (12° environ sur une longueur de 60 m (fig. 21).

Une galerie transversale (60 m), la galerie de feu, réunissait les extrémités des deux précédentes, délimitant ainsi un panneau de forme trapézoïdale contenant environ 7.200 tonnes de lignite.

Une autre galerie, parallèle à la galerie des gaz, servait de salle de pompes.

Ce réseau de galeries avait été établi de façon à laisser sous la sole une épaisseur de 2 à 4 m de lignite et en couronne une épaisseur de 3 m. En réalité, par suite des irrégularités de la couche, cette dernière épaisseur variait entre 0 et 10 m.

Les galeries d'entrée et de sortie étaient barrées chacune, à 20 m de l'entrée, par un serrement que traversaient les conduites d'air et de gaz.

Vingt-huit thermocouples avaient été placés le long de la galerie de feu (n<sup>os</sup> 1 à 18) et de la galerie des gaz (n<sup>os</sup> 18 à 26), soit dans le courant gazeux, soit dans les parois ou le toit de lignite, à 1 m de profondeur.

Pour empêcher la propagation du feu en dehors du panneau délimité par les trois galeries, la paroi extérieure de celles-ci avait été revêtue d'un mur d'arrêt. Dans ce mur avait été ménagée une encoche

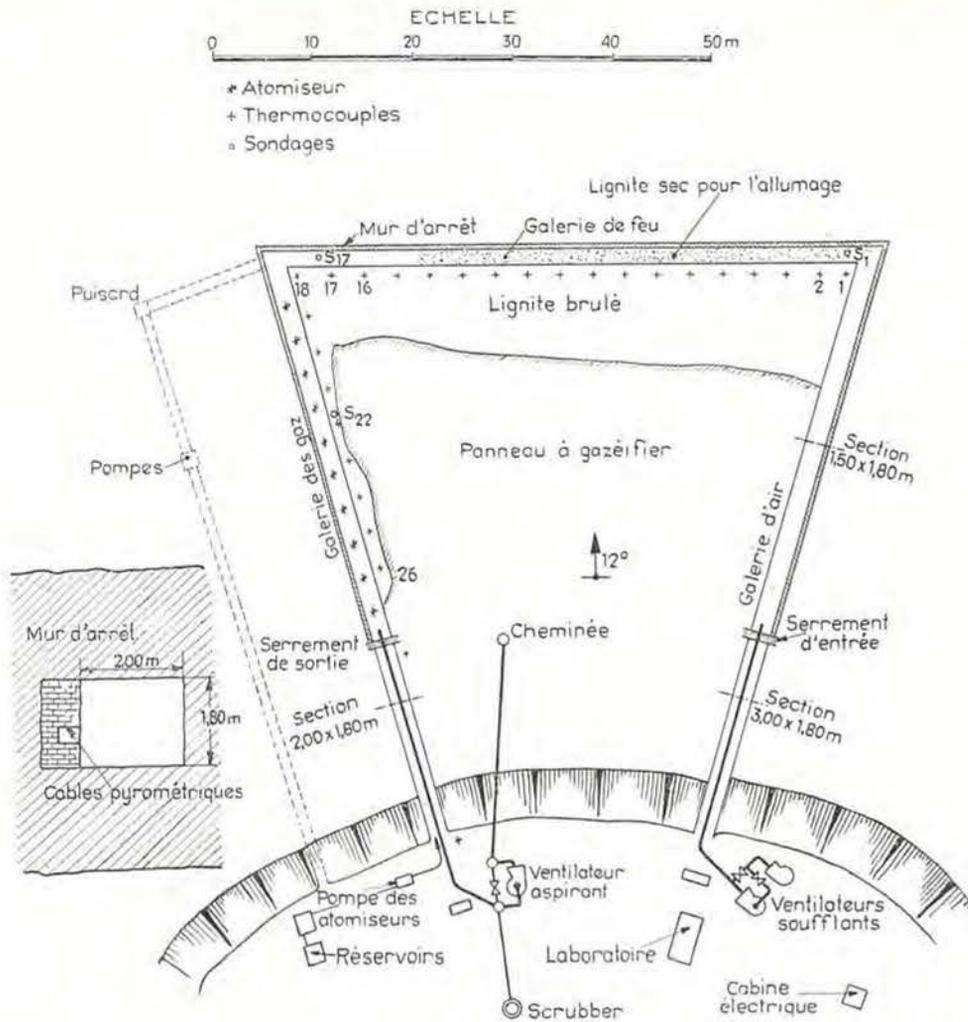


Fig. 21.

pour le logement des câbles pyrométriques. Des atomiseurs refroidissaient le gaz dans la galerie de retour, afin de protéger la conduite et le serrement. Ils pouvaient éventuellement servir de prises de gaz pour analyses.

## 2) Premier allumage (12-17 juillet 1947).

La mise à feu eut lieu le 12 juillet 1947 à 17 h 25, au moyen de trois bombes incendiaires mises à feu électriquement, à quelques minutes d'intervalle. Du lignite sec avait été entassé dans la galerie de feu jusqu'à 10 m de la galerie de gaz pour amorcer la combustion.

Dès l'allumage des bombes, la fumée apparut à la cheminée. Vers 19 heures, les pyromètres de la galerie de feu commencèrent à accuser des élévations de température.

L'amorçage des bombes terminé, le débit fut porté à 10.800 m<sup>3</sup>/h. Ce violent courant produisit une combustion trop rapide du lignite sec d'amorçage et chassa immédiatement le feu vers l'aval, jusque dans la galerie de gaz.

On s'en rendit compte par la montée rapide du pyromètre 17 (de 110° à 3 heures du matin, le 15 juillet, à 880° à 6 heures) et par la température

croissante du gaz sortant du chantier (de 37° à 5 heures, à 350° à 9 heures). Ce gaz contenait de 16 à 18 % de CO<sub>2</sub> et 2 % d'O<sub>2</sub>, un peu de CH<sub>4</sub> et de l'azote.

Plusieurs manœuvres furent tentées pour ramener le feu vers l'amont : réduction du débit, mise en marche des atomiseurs, mise à feu des bombes d'allumage restant en tête du chantier, mais elles n'eurent d'autre résultat que de faire apparaître un excès d'oxygène dans le gaz sortant aux dépens du pourcentage de CO<sub>2</sub>.

On ne parvint pas à éliminer cet oxygène résiduel, même en rétablissant le débit primitif de 10.000 m<sup>3</sup>/h.

Le feu continua à se développer dans la galerie des gaz et parvint à 6 m 50 du serrement de sortie.

On décida alors d'éteindre le chantier, en maintenant les atomiseurs en marche et en laissant l'eau monter dans les galeries, et de n'arrêter les ventilateurs qu'après l'inondation complète.

Le mercredi 16 juillet, on constata que l'eau se trouvait à un niveau de 0,50 m supérieur au toit initial de la galerie de feu. Il passait cependant un débit d'air de 700 m<sup>3</sup>/h sous une pression de 120 mm, tandis que les pyromètres de la galerie des

gaz indiquaient toujours la présence de feu. Il est donc probable que le feu avait entamé le toit des galeries et y avait provoqué des éboulements livrant passage au courant gazeux.

A 18 h 10, on arrêta les ventilateurs.

La période de repos forcé du 17 au 22 juillet fut mise à profit pour effectuer des travaux accessoires et des réparations. On boucha une fuite au serrement de sortie. On exécuta, à l'entrée de la galerie de feu, un sondage (S<sub>1</sub>) destiné au rallumage du chantier et, dans la galerie de gaz, un autre sondage (S<sub>22</sub>, près du pyro 22) pour y envoyer de l'eau. Ce dernier sondage recoupa une excavation provenant d'une ancienne exploitation.

Malgré l'envoi d'eau et l'injection de 200 m<sup>3</sup> de CO<sub>2</sub> dans la galerie de gaz, les pyromètres marquaient toujours (d'une façon fort irrégulière) une certaine température. Il est probable que leurs indications étaient inexactes (faux contacts entre fils). Dans la galerie de feu, on nota aussi des températures croissantes (remontée du feu ?) pendant cette période.

5) Deuxième allumage.

Le rallumage, opéré le 23 juillet vers midi par le Sondage S<sub>1</sub>, fut laborieux et ne réussit qu'après plusieurs échecs (cordon Bickford, essence, bombe à la thermitite). On réussit finalement en enflammant du lignite sec arrosé d'essence, au moyen d'un chiffon allumé à l'extérieur du trou.

Le terrain étant très humide (à la suite de l'inondation des jours précédents), il fallut alimenter sans cesse, par du lignite sec versé dans le trou, le bûcher ainsi formé. Il sortait d'ailleurs beaucoup de vapeur d'eau du sondage.

Le débit d'air était de 700 m<sup>3</sup>/h.

Le réchauffage du chantier fut très lent et dura jusqu'au 28. Pendant cette période on augmenta progressivement le débit, ce qui eut pour effet d'augmenter la teneur des fumées en CO<sub>2</sub> (aux dépens de O<sub>2</sub>) et de faire monter la température de sortie du gaz.

	Q air m <sup>3</sup> /h	CO <sub>2</sub> %	Temp. sortie	
23-7	700	—	—	2.250 m <sup>3</sup> /h pendant 4 heures. Les pyromètres commencent à monter — A partir de 18 h : coups d'air périodiques de 5.000 m <sup>3</sup> /h.
24-7	700-1.000	4.4	—	
25-7	1.500	6.4	70°	
26-7	1.800	4-6,6	—	Coups d'air de 6.500 m <sup>3</sup> /h.
27-7	3.300	4.9	—	
	4.500	19.4	100°	Coups d'air toutes les 20 min. Gaz à 440 cal.
28-7	5.000	—	300°	

Le 26, on installa, au fond du sondage S<sub>1</sub>, un brûleur à gazoil, destiné à activer le bûcher.

Le 28, après plusieurs bouchages du sondage et du brûleur, celui-ci fut mis hors service et on cessa d'alimenter le bûcher. Un nouveau sondage, le S<sub>17</sub>,

fut percé près de l'extrémité aval de la galerie de feu.

Les 27, 28 et 29 juillet, l'augmentation progressive du débit d'air que l'on envoyait dans la mine produisit une amélioration continue du gaz. On

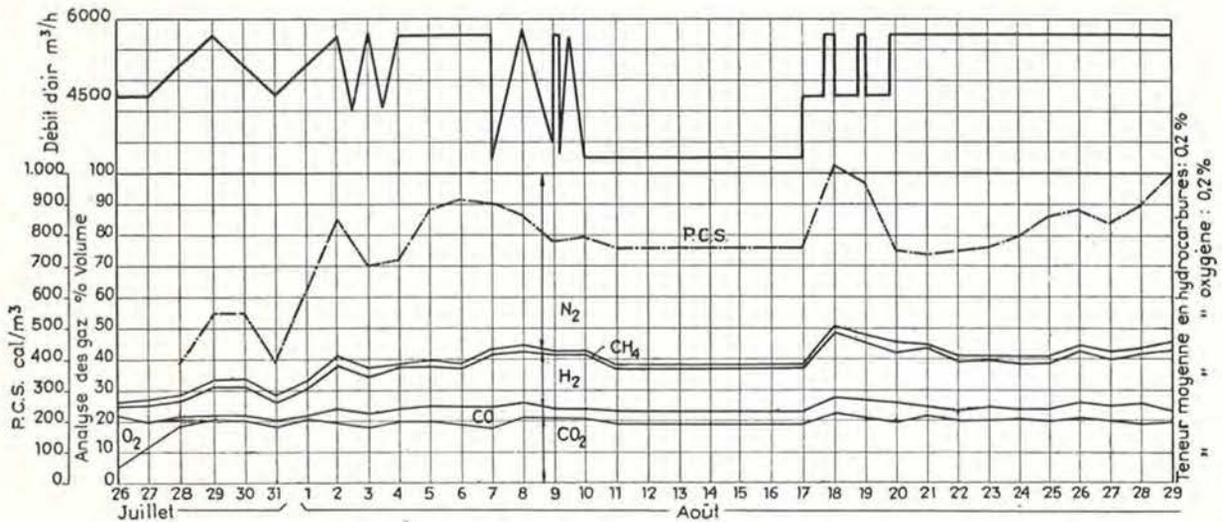


Fig. 22.

fut malheureusement obligé de limiter ce débit à cause de la mauvaise tenue des tuyauteries.

Le 29, on atteignit un PCS de 700 cal/m<sup>3</sup>, tandis que la moyenne journalière s'établissait à 550 cal/m<sup>3</sup>, sous un débit de 6.000 m<sup>3</sup>/h. Ce gaz ne brûlait cependant pas, même après avoir été débarrassé de son humidité et du CO<sub>2</sub>.

A partir de ce jour, l'oxygène résiduel disparut définitivement des analyses (voir diagramme, figure 22).

Les jours suivants, on fut à nouveau obligé de réduire le débit à cause des fuites qui provoquaient la formation de foyers parasites dans la galerie des gaz, à l'extérieur du serrement. On dut fermer l'entrée de la galerie en y faisant ébouler le terrain sus-jacent. D'autre part, l'orifice équivalent du chantier avait fortement diminué par rapport à sa valeur initiale.

Cette diminution du débit fit retomber le pouvoir calorifique du gaz à 400 cal/m<sup>3</sup>.

A partir du 31 juillet, on put renforcer le soufflage : le PC remonta aussitôt et, le 2 août à 5 h, on alluma le gaz qui continua à brûler sans interruption jusqu'à la fin de l'expérience. Son pouvoir calorifique supérieur, calculé d'après l'analyse, était à ce moment de 859 cal/m<sup>3</sup>.

L'orifice équivalent avait encore diminué : une

Pression	Entrée	Au S <sub>1</sub>	Au S <sub>17</sub>	Au S <sub>22</sub>	Sortie
mm H <sub>2</sub> O	1.006	1.006	550	122	40

Le gaz sortait à 84° et contenait de 385 à 650 g d'eau par m<sup>3</sup>.

Le 8 août, un arrêt des moteurs électriques pour effectuer des travaux fit tomber le débit à

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	PCS	PCI
29	0,5	5,2	16	15,2	0,5	33,8	533g/m <sup>3</sup>	2.155	1.918

Le retour au débit normal de 4.500 m<sup>3</sup>/h fut opéré sans incident.

Le lendemain, un essai de diminution lente du débit (de 4.550 m<sup>3</sup>/h à 1.800 m<sup>3</sup>/h en 5 heures) ne donna pas de résultats. Le pouvoir calorifique oscilla entre 650 et 900 cal/m<sup>3</sup> sans montrer de relation déterminée avec le débit.

Le 10 août, on fit encore un essai de diminution de débit : celui-ci fut réduit brusquement à 1.000 m<sup>3</sup>/h. Après un quart d'heure, le gaz reflua par la galerie d'entrée d'air. Le rétablissement progressif du débit normal provoqua une explosion.

Le 11, les mêmes phénomènes se reproduisirent à la suite d'une panne de courant : reflux du gaz et explosion lors de la remise en marche après six heures d'arrêt. Il semble qu'un débit de 2.000 m<sup>3</sup>/h au moins était nécessaire en permanence pour empêcher l'inversion du courant et le mélange de l'air et du gaz.

L'orifice équivalent du chantier, qui était de 2,1 dm<sup>2</sup> le 1<sup>er</sup> août, avait sensiblement baissé pendant la période active du 1<sup>er</sup> au 12.

Vers le 6 août, il s'était stabilisé à 1,5 dm<sup>2</sup> et,

pression de 1.000 mm de H<sub>2</sub>O était nécessaire pour faire passer 5.700 m<sup>3</sup>/h, la plus grande partie de cette perte de charge se produisant dans la partie aval du chantier (galerie des gaz). Au sondage S<sub>17</sub> en effet, on avait une pression de 700 mm de H<sub>2</sub>O.

Le 5 août, on atteignait 928 cal/m<sup>3</sup> (PCS). Le terrain commençait à se fissurer autour du sondage S<sub>1</sub>, où 15 m de morts-terrains recouvraient 10 m de lignite. D'après la position des crevasses, le feu semblait avoir passé au-dessus du mur de protection de la galerie de feu. Autour du sondage, la surface du sol s'affaissait en forme de cuvette conique.

Les 5 et 4 août furent consacrés à des essais avec débits pulsatoires (alternativement 6.000 m<sup>3</sup>/h et 5.000 m<sup>3</sup>/h, à une cadence de 6 heures pour chaque phase).

Les résultats n'ayant guère été encourageants (PCS = 700 cal/m<sup>3</sup>), on reprit le soufflage sous régime maximum et, pendant la période du 5 au 7 août, le PC oscilla entre 900 et 1.000 cal/m<sup>3</sup>, avec environ 6 % de CO, 15 % de H<sub>2</sub> et 2 % de CH<sub>4</sub>.

A partir des 6-7 août, l'orifice équivalent se stabilisa vers 1,5 dm<sup>2</sup>. Les pressions se répartissaient d'une manière plus régulière :

1.800 m<sup>3</sup>/h pendant 20 minutes. Le gaz qui donnait 860 cal/m<sup>3</sup> avant l'arrêt, accusa la composition suivante :

vers le 12 août, il variait entre 1,45 et 1,9 dm<sup>2</sup>. Les déterminations effectuées sous fort débit donnaient généralement un orifice équivalent, supérieur à celui que l'on obtenait avec des débits plus faibles. Ceci indique que le débit Q ne variait pas strictement proportionnellement à la puissance 1/2 de la différence de pression h appliquée aux extrémités du circuit, mais selon une puissance de h comprise entre 0,5 et 1.

Des essais effectués le 11 août, on peut déduire la caractéristique suivante (voir tableau page suivante) :

$$Q \text{ m}^3/\text{h} = 14,8 \text{ h}^{0,85} \text{ mm H}_2\text{O}$$

#### 4) Dernière période.

Du 11 au 22 août, le chantier fut mis « en veilleuse » avec un débit de 5.000 m<sup>3</sup>/h, pour éviter que les pannes de courant ne causent des explosions, et permettre le montage de ventilateurs de secours actionnés par des moteurs à explosion. Sous ce régime, le pouvoir calorifique des gaz se maintenait à 750 cal/m<sup>3</sup> environ. Pendant la nuit cepen-

Date	Débit m <sup>3</sup> /h	Pression mm H <sub>2</sub> O	Or. Eq. dm <sup>2</sup>
1-8	6.500	950	2,1
2-8	5.700	950	1,85
4-8	5.000	950	1,62
»	4.500	950	1,5
9-8	7.250	1.600	1,87
»	5.000	900	1,68
11-8	4.300	757	1,61
»	6.800	1.367	1,89
»	4.500	860	1,58
	5.000	518	1,44

dant, les pannes de courant étant moins à craindre, on a pu envoyer des débits plus importants, avec amélioration correspondante du gaz. Les 19 et 20 août, on a dépassé 1.000 cal/m<sup>3</sup>.

On constata que le rapport du débit de gaz au débit d'air avait varié : les fuites de gaz avaient donc gagné en importance. L'orifice équivalent avait légèrement augmenté pendant cette période de repos : 2 dm<sup>2</sup> environ.

La marche normale fut rétablie le 22 août à 23 heures, avec un débit de 6.000 m<sup>3</sup>/h. Le gaz sortait de la mine à 85° et contenait 437 g de H<sub>2</sub>O/m<sup>3</sup>.

Ce régime fut maintenu jusqu'au 29 août ; le gaz s'améliora pendant toute cette période, atteignant finalement 1.000 cal/m<sup>3</sup>. Plusieurs interruptions, de courte durée, furent cependant causées par les déficiences de la fourniture d'énergie électrique. Chaque fois, les gaz combustibles remontaient dans la galerie d'air et, en se mélangeant avec le comburant, provoquaient des explosions à la remise en marche.

Le 29 août, à 3 h 20 du matin, une chute de tension fit sauter les fusibles de l'installation, immobilisant les ventilateurs en service. Les gaz refluèrent immédiatement dans la galerie d'air et par les registres de réglage, de sorte qu'on n'eut pas le temps de mettre les ventilateurs de secours en marche. Douze minutes après l'arrêt, une explosion violente se produisit.

La remise en marche de deux ventilateurs, après réparation des fusibles, fit sortir une fumée abondante de la galerie d'air.

La mise en service d'un ventilateur aspirant sur la sortie des gaz rétablit le circuit normal, mais provoqua une seconde explosion. Le lignite brûlait au-dessus du serrement d'entrée d'air.

Le ventilateur aspirant étant bientôt mis hors service, on décida d'arrêter le chantier. On y envoya de la vapeur, pendant que l'on faisait ébouler le terrain sur la galerie d'air pour la boucher et qu'on laissait la venue d'eau naturelle inonder les travaux souterrains.

### 5) Visite du chantier.

Les travaux d'extinction durèrent du 5 au 30 septembre. Le dénoyage occupa ensuite la période du 15 octobre au 10 décembre. On put alors pénétrer dans la galerie d'air, qui était intacte jusqu'à 25 m au delà du serrement. A cet endroit, elle était remplie par une accumulation de cendres contenant des poches de lignite non brûlé, qui obstruaient toute la section. Le mur de protection de la paroi extérieure avait parfaitement résisté. D'autre part, le feu n'était pas descendu sous le niveau de la sole de la galerie.

Des éboulements survenus à l'entrée de la galerie empêchèrent malheureusement de pousser la prospection plus loin.

Le 15 juin 1948, on put pénétrer dans la galerie de gaz, restée elle aussi intacte jusqu'à 30 m de serrement. Comme dans la galerie d'air, la paroi externe et la sole de la galerie étaient intactes.

Le panneau avait donc brûlé sur une profondeur de 10 m (galerie des gaz) à 15 m (galerie d'air).

### 6) Conclusions.

a) Pendant 28 jours (du 2 au 29 août) on a produit d'une façon continue un gaz combustible de PCS moyen de 820 cal/m<sup>3</sup>. Pendant certaines périodes, où l'on réussit à maintenir d'une façon constante un débit d'air suffisant, on atteignit des valeurs moyennes plus élevées :

du 5 au 7 août	( 3 jours)	903 cal/m <sup>3</sup>
du 18 au 20 août	( 3 jours)	950 cal/m <sup>3</sup>
du 18 au 29 août	(12 jours)	860 cal/m <sup>3</sup>

Si nous essayons d'établir un bilan matières pour la période du 2 au 29 août, pendant laquelle du gaz combustible a été produit, et si nous partons de la composition élémentaire du lignite, donnée en tête de ce chapitre, et de la composition moyenne du gaz pour cette période tirée du tableau :

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub> + C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
19,7	0,2	4,5	15,6	2,2	57,8	820	725

on obtient les chiffres suivants :

Éléments du bilan par Nm <sup>3</sup> de gaz	Entrées	Combustible $c = 0,406 \text{ kg}$ Comburant $a = 0,727 \text{ Nm}^3$ H <sub>2</sub> O réduit $h = - \text{Nm}^3$	Distillation 877 cal Gaz à l'air 66 cal Gaz à l'eau cal Combustion - 218 cal	PCI du gaz 725 cal 50.4 %	Chaleur sensible du gaz 285 cal 12 %	Chaleur totale extraite 1.010 cal 42.4 %
	Sorties	H <sub>2</sub> O formé $-h = 0,085 \text{ Nm}^3$ Imbrûlés $k = 0,065 \text{ kg}$	$8.100 \times 0,065 = 525 \text{ cal}$ 22.1 %			
	Rendements	$\eta_0 = 68,5 \%$ $\eta_{th} = 59 \%$	Chaleur potentielle totale 1.250 cal 52.5 %	Chaleur sensible totale 1.150 cal 47.5 %	PCI du combustible $0,406 \times 5.850 =$ 2.380 cal 100 %	

Le chiffre élevé des pertes au terrain et, par conséquent, la faible valeur du rendement thermique sont dus, en grande partie, à la haute teneur en cendres et à l'humidité du combustible. L'évaporation de celle-ci exigeait  $0,5055 \times 640 = 320$  calories par kg de lignite brut, c'est-à-dire 865 calories par kg de lignite net et 550 calories environ par Nm<sup>3</sup> de gaz.

D'autre part, le pouvoir calorifique inférieur du combustible, dont nous nous sommes servis dans les calculs, n'a pas été calculé comme d'habitude à partir de l'analyse élémentaire. La teneur élevée de ce lignite en oxygène rendait en effet suspect l'emploi de la « formule de groupement » ordinaire. Nous avons calculé le PCI à partir du PCS, déterminé expérimentalement et corrigé en fonction de la teneur en hydrogène du lignite net. Le chiffre obtenu semble anormalement élevé si on le compare à la composition du combustible. Comme il intervient dans le calcul par différence des pertes de chaleur, il peut avoir influencé le rendement.

Le faible rapport CO/CO<sub>2</sub> indique que la gazéification a été peu active et la température fort basse, ce qui n'est guère étonnant, vu la qualité du combustible.

D'après le bilan ci-dessus, on aurait consommé, du 27 juillet au 30 août, un total de 1.470 tonnes de lignite net, dont 1.000 tonnes auraient été gazéifiées ou brûlées complètement, le reste (470 t) n'étant que distillé.

Ceci correspond à 4.000 tonnes de lignite brut, dont 2.720 tonnes auraient été intégralement utilisées, fournissant une production totale de gaz de 5.000.000 m<sup>3</sup>.

b) Le pouvoir calorifique, en régime établi, s'améliore à débit d'air croissant. Il peut monter

jusqu'à 1.000 cal/m<sup>3</sup> avec un débit de l'ordre de 6.500 m<sup>3</sup>/h.

Un arrêt brusque ou une diminution brusque du débit peuvent donner un gaz de distillation beaucoup meilleur (2.000 cal/m<sup>3</sup>), mais seulement d'une façon transitoire : si l'on maintient le débit à une faible valeur, le pouvoir calorifique baisse bientôt.

c) Un débit exagéré (10.000 m<sup>3</sup>/h) chasse le feu vers l'aval, du moins dans une galerie dont la section a été réduite par un empilement de lignite en morceaux.

d) Lors des arrêts de soufflage, des explosions sont à craindre par suite du mélange de l'air et du gaz. Il faut maintenir en permanence un débit minimum de l'ordre de 2.000 m<sup>3</sup>/h.

e) L'orifice équivalent se stabilise vers 1,5...2 dm<sup>2</sup>. Il semble subir des variations sensibles lors des arrêts de soufflage. La caractéristique de la mine est de la forme  $Q = K h^a$  où l'exposant a varie entre 0,5 et 0,85.

f) Il est difficile de contrôler le déplacement du feu. Les pyromètres ne donnent guère d'indications précises.

## B. — Terni.

Un autre essai fut tenté l'hiver suivant à Terni (Ombrie), dans le gisement de lignite de Colle dell'Oro, composé de trois couches de lignite xylôide, entre des bancs d'argiles et de sables pliocènes.

Les couches, distantes de 20 m, ont une puissance de 1 m 80, une inclinaison de 8 à 10° et sont salées par des passées argileuses. C'est surtout la couche supérieure qui a été exploitée et c'est dans cette couche qu'on a tracé un panneau de gazéification.

L'analyse immédiate du lignite donne :

Humidité	Cendres	MV	Carbone fixe	PCS
tout venant	sur sec	sur charbon net		
41,1	54,0	65,7	56,5	5.100

Le chantier, établi sous une colline, avait une disposition analogue à celle de Valdarno. La galerie d'air mesurait 57 m, avec une pente de  $10^\circ$ , et était renforcée de cadres de bois (section utile :  $2,6 \text{ m}^2$ ). La galerie de feu horizontale, longue de 92 m, était, elle aussi, garnie de cadres en bois. La paroi opposée au panneau était protégée par un mur d'argile, réduisant la section à  $1,7 \text{ m}^2$ . La galerie des gaz, longue de 91 m, avait une pente de  $9^\circ$  et une section de  $2,2 \text{ m}^2$ . Les deux parois étaient protégées par des murs d'argile. Ces galeries étaient creusées dans toute l'épaisseur de la couche. Deux serremments fermaient les galeries d'air et de gaz. Un troisième serrement isolait la galerie de feu d'une galerie auxiliaire.

Quarante thermocouples en chromel-alumel, protégés par des gaines en acier inoxydable, avaient été placés le long du circuit gazeux et dans les parois des galeries.

Les débits d'air et de gaz étaient mesurés par diaphragmes, les analyses de gaz se faisaient à l'Orsat. Quatre ventilateurs soufflants, montés en série ou en parallèle, devaient fournir un débit d'air plus puissant qu'à Valdarno.

Plusieurs bûchers de bois sec avaient été échelonnés à l'entrée de la galerie de feu et de la galerie d'air pour permettre l'allumage et, éventuellement, un rappel du feu vers l'amont.

Le chantier fut mis à feu le 25 novembre 1947 et resta en activité jusqu'à la seconde moitié de décembre. Pendant cette période, des fuites si importantes se produisirent qu'on fut obligé de suspendre les essais. Il fallut tracer un nouveau panneau à l'intérieur du précédent.

Cette première phase a cependant permis de constater que :

- l'allumage s'est effectué facilement;
- les pyromètres de la galerie de feu ont permis de

suivre l'extension du feu à partir des points d'allumage :

10 m en trois jours,

20 m en huit jours,

40 m en dix jours;

- le foudroyage provoqué dans la galerie de feu a favorisé l'élaboration du gaz;
- la production de gaz semble être favorisée par les forts débits;
- un débit fortement réduit peut amener le feu à reculer vers l'amont;
- l'épaisseur du massif de protection en lignite doit être importante pour pouvoir assurer l'étanchéité du chantier; de même il faut éviter que le lignite, en séchant, ne provoque des fuites autour des serremments;
- il est possible de maintenir le chantier en veilleuse pendant longtemps, le rallumage se faisant rapidement.

Le gaz produit pendant cette première période avait en moyenne  $400 \text{ cal/m}^3$ . On atteignit le maximum de  $600 \text{ cal/m}^3$  pour le soufflage à l'air, et même  $825 \text{ cal/m}^3$  en laissant se dégager le gaz de distillation. Une prise de gaz prélevant des échantillons dans la galerie de feu, fournit même d'une façon régulière du gaz à  $1.520 \text{ cal/m}^3$ . Mais ce gaz se détériorait toujours avant de parvenir à la sortie du chantier.

\* \* \*

L'essai fut repris sur un petit panneau découpé à l'intérieur du précédent, pendant l'été 1948, et l'installation fonctionna pendant deux mois. Malheureusement, des rentrées d'air dues au voisinage d'anciennes exploitations provoquèrent la recombustion du gaz dans le fond et il fut impossible d'obtenir à la sortie autre chose que des gaz de combustion.

### III. — ESSAIS DE GORGAS (ETATS-UNIS)

Les essais organisés par le Bureau of Mines des Etats-Unis et la Alabama Power Co., à Gorgas (25 km au sud de Jasper, Alabama) furent effectués dans la couche Pratt, composée de deux laies de charbon gras cokéfiant, totalisant 90 cm de puissance.

Laie supérieure .....	10 ... 20 cm.
Intercalation .....	5 cm
Laie inférieure .....	65 ... 75 cm

La couche est pratiquement horizontale (pendage à moins de 1 %). Des clivages verticaux, espacés de 15 mm environ, la divisent finement. Près des affleurements, ces clivages sont souillés d'argile. Les cendres sont réparties en lits fort minces (de l'ordre du dixième de mm) et rapprochés de sorte que ce charbon est très difficile à laver.

Composition du charbon (moyenne de 6 échantillons) :

Analyse immédiate				Analyse élémentaire					PCS		
H <sub>2</sub> O	Cendres	CF	MV	C	H	O	N	S	Tout venant	Charbon net	
Tout venant	sur sec	Charbon net									
4,1	14,5	61,9	58,1	84,0	5,5	7,5	1,7	1,5	6.850	8.550	

Caractéristiques des épontes et des cendres :

	Première déformation	Ramolliss <sup>st</sup>	Fusion
Toit ...	1.260°	1.550°	1.470°
Mur ...	1.500°	1.400°	1.450°
Cendres .	1.580°	1.450°	1.500°

Le toit et le mur sont constitués par des schistes avec des passées gréseuses à quelque distance du toit. Le toit est quelque peu charbonneux (10 %), mais la matière organique est finement divisée et dispersée dans la masse. Il y a des passées charbonneuses dans le mur, à quelques dizaines de centimètres sous la couche. La couche « America » se trouve environ 20 m plus bas.

A. — Essai n° 1.

L'emplacement choisi pour le premier essai est le sommet d'une colline où la couche affleure sur trois côtés (est - sud - ouest). Le quatrième côté a été séparé du reste du gisement par une tranchée de 6 m de largeur. Le lambeau ainsi isolé mesurait environ 120 m de longueur et 60 m de largeur et était recouvert par 10 m de morts-terrains. D'anciennes exploitations se trouvaient à 100 m plus au nord, dans la veine Pratt, et à 25 m au nord, dans la veine America.

Le panneau à gazéifier, délimité par deux galeries parallèles creusées à partir de la tranchée, et par une galerie transversale, mesurait 45 m de longueur sur 12 m de largeur (fig. 25). Ces galeries avaient

une section de 1 m 80 sur 90 cm (hauteur de la couche). Cependant, des sacs d'argile avaient été entassés contre la paroi extérieure, ne laissant qu'un passage libre de 1 m au toit et de 0,60 m au mur. Elles étaient pourvues d'un soutènement en rails de 28 kg/m empotelés dans les parois de charbon (fig. 24).

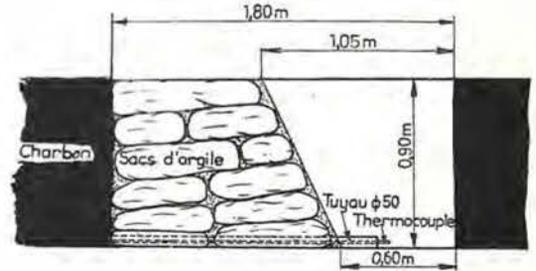


Fig. 24.

Des serrements en béton (1 p. ciment à prise rapide, 2 p. sable, 4 p. scories broyées) fermaient les deux galeries à 5 m environ de l'entrée. Ils pénétraient de 40 cm environ dans le charbon, de 50 cm dans le mur et de 15 cm dans le toit de la couche.

Après l'enlèvement des coffrages, toutes les lentes dues au retrait furent colmatées par injection de ciment.

Les serrements étaient traversés par des éléments de tuyauterie en béton de 60 cm de diamètre, pour le passage de l'air ou des gaz, et par un tuyau en fer de 50 mm pour la vapeur.

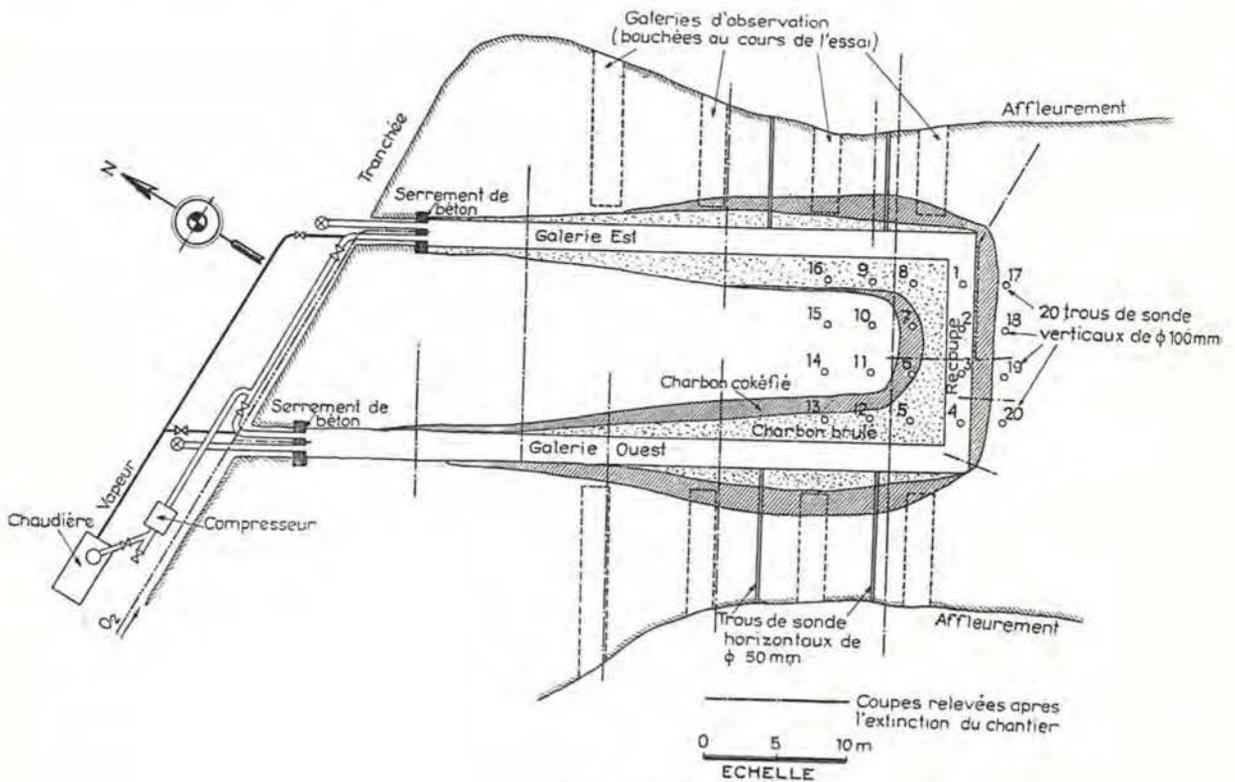


Fig. 25.

Huit galeries d'observation furent creusées à partir de l'affleurement de la couche jusqu'à 1 m à peu près des parois extérieures du chantier. Des meurtrières, de  $5 \times 50$  cm, percées à travers le massif d'un mètre restant et s'élargissant vers le chantier, devaient en permettre l'observation visuelle à travers un carreau en pyrex.

Des disques d'explosion de 60 cm de diamètre, placés de la même manière dans deux des galeries d'observation, servaient de soupapes de sûreté pour le chantier. Des trous de sonde pour prises de gaz et mesure de température étaient prévus à chaque porte d'observation.

Pendant les essais, ces galeries d'observation, insuffisamment étanches, furent rapidement mises hors service. On les remplaça par des trous de sonde horizontaux, forés dans la couche à partir des affleurements jusqu'au chantier.

Des trous verticaux de 100 mm, numérotés de 1 à 20, permettant de faire des prises de gaz et des mesures de température et de pression dans toute la zone influencée par le feu, furent forés à partir de la surface, dans le panneau et dans la galerie transversale, à intervalles réguliers de 3 m.

La disposition symétrique des tuyauteries et des vannes permettait l'alimentation du chantier en air, oxygène et vapeur dans un sens comme dans d'autre.

Le compresseur (volumogène), actionné par un moteur électrique de 75 chevaux, était capable de débiter  $12.500 \text{ m}^3/\text{h}$  sous une pression de 1.400 mm d'eau. L'aspiration du compresseur pouvait être reliée à la cheminée de la chaudière, pour envoyer dans la mine un tampon inerte de fumée devant éliminer les risques d'explosion lors de l'inversion du courant gazeux.

L'oxygène était amené par un tuyau de 75 mm d'un tank à oxygène liquide et d'un gazéificateur situés à quelque distance et pouvant livrer un débit maximum de  $350 \text{ m}^3/\text{h}$ .

Les débits d'air, d'oxygène et de vapeur étaient mesurés par des diaphragmes.

Le gaz s'échappait par deux cheminées placées à la sortie des deux galeries. Des atomiseurs placés à la base des cheminées et dans les galeries refroidissaient le gaz et empêchaient la combustion des parois de charbon.

### 1. — Allumage et déroulement de l'essai.

Une saignée de 45 cm de profondeur et 20 cm de hauteur avait été pratiquée (à la main) dans la galerie transversale, au pied de la face sud du panneau (front de feu).

Les haveries avaient été entassées le long de la paroi opposée de la galerie et celle-ci avait été remplie sur 10 m, jusqu'à 20 cm du toit, de couches

alternées de charbon et de bois arrosées de mazout. Des bombes de thermite étaient placées juste sous le trou de sonde n° 1 (coin sud-est du panneau).

Le 21 janvier 1947 à 14 heures, quatre bombes de thermite furent allumées à la surface et lancées par le trou n° 1, tandis qu'un débit d'air de  $4.000 \text{ m}^3/\text{h}$  passait dans le sens est-ouest. Quelques secondes plus tard, une quantité abondante de fumée épaisse et noire sortait par la cheminée ouest.

Après quelques heures de fonctionnement, le chantier se révéla inéteinte. Il fallut progressivement, du 21 au 31 janvier, boucher toutes les galeries d'observation au moyen de sacs de poussière et les guniter. Les serrements d'entrée et de sortie exigèrent aussi des soins constants et des renforcements répétés.

Au cours de ces opérations, on put constater, le 26 janvier, que le toit et la paroi de la galerie transversale étaient en feu et qu'un passage libre subsistait à la partie supérieure de la galerie au-dessus d'un amoncellement de débris du toit.

D'autre part, le 1<sup>er</sup> février, le feu était visible à une dizaine de mètres de l'entrée est de la mine, mais invisible du côté ouest.

La combustion semblant peu active à l'extrémité du panneau, on fit exploser des charges de dynamite au fond des trous de sonde verticaux n° 8 (28 janvier) et 5, 6, 7 (30 janvier) et 5 encore (le 3 février), avec dégagement immédiat de fumée et de gaz par ces trous respectifs.

Le 3 janvier, le feu avait entamé la paroi extérieure de la galerie transversale sur une profondeur comprise entre 1 et 2 m.

Le 5 février, le gaz brûlait à l'orifice des trous 5 et 8.

Le 14 février, il brûlait aussi aux trous 6 et 7.

Du 18 au 24 février,  $12.700 \text{ m}^3$  de ce gaz furent captés par ces trous et, après préchauffage, brûlés sous la chaudière avec un pouvoir calorifique moyen de  $625 \text{ cal}/\text{m}^3$ .

Le 12 mars, à 8 heures du matin, on arrêta le chantier après un dernier essai de soufflage intense.

Toute cette période avait été une lutte continue contre les fuites nombreuses et les commencement d'incendie apparaissant dans les galeries d'observation, aux serrements de sortie, le long de l'affleurement de la couche et sur toute la surface des morts-terrains.

### 2. — Résultats.

Du 21 janvier au 12 mars, l'installation avait fonctionné 1.039 heures, avec soufflage alternatif dans les deux sens, et 160 heures seulement d'arrêt (13 % du temps).

Ces essais sont résumés dans le tableau ci-dessous.

Comburant	Nombre de périodes	Sens est-ouest	Sens ouest-est	Durée moyenne
Air (du 21-1 au 12-3) .....	63	33	31	15 h 20'
Air suroxygéné (du 20-1 au 2-2) ..	20	9	11	3 h
Air, oxygène, vapeur (1 et 2-2) ...	2	1	1	8 h 15' - 2 h 15'
Oxygène, vapeur (2-2) .....	1	—	—	2 h 50'

En outre, à différentes reprises, on injecta de la vapeur seule dans le chantier, dans le but de produire du gaz à l'eau (voir plus loin les résultats de quatre essais).

De plus, on releva la composition des gaz formés sous l'action du bouchon de vapeur, employé pour faciliter les inversions, et celle du gaz se dégagant de la mine sous tirage naturel, pendant les périodes d'arrêt.

	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
min.	14,0	0,2	0,4	1,8	0,4	0	74,4	180	160
max.	16,6	2,1	2,9	5,0	2,4	0,6	79,8	450	400
Moyenne	14,8	1,5	1,9	3,9	1,5	0,1	76,5	328	294

Le débit d'air variait de 1.550 à 4.000 m<sup>3</sup>/h (2.000 m<sup>3</sup>/h environ en moyenne) et le débit de gaz lui était environ égal (0,98 à 1,06 m<sup>3</sup> de gaz par m<sup>3</sup> d'air soufflé).

Ce sont les plus forts débits d'air qui ont donné le meilleur gaz, mais la moitié du pouvoir calorifique du gaz produit est due au méthane et autres

On obtint, pendant cette dernière période, un gaz variant entre les limites suivantes :

	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI	Débit air
min.	12,6	0,2	0,7	2,2	0,6	0	67,4	257	218	1.500 m <sup>3</sup> /h
max.	17,8	2,5	5,0	8,7	5,5	0,6	78,8	620	560	2.800 »
le 3 mars	16,1	0,4	5,4	7,8	2,0	0,4	69,9	570	507	2.150 »
3-4 mars	15,9	0,5	5,9	8,7	1,6	0,5	67,1	620	560	1.880 »
moyenne	15,2	1,0	5,1	5,5	1,5	0,2	73,5	424	380	2.000 »

Débit de gaz = 0,98...1,17 m<sup>3</sup> par m<sup>3</sup> d'air.

Les compositions citées pour le 3 et le 4 mars représentent les meilleurs résultats moyens obtenus pour une période entière de soufflage. Cependant, certaines analyses isolées donnèrent un gaz à 680 cal/m<sup>3</sup> et des prises effectuées en certains points du circuit du gaz accusèrent jusqu'à 1.140 cal/m<sup>3</sup>.

Si l'on tâche d'établir un bilan des matières et d'interpréter quantitativement la formation du gaz

Période du 23 au 31 janvier.

Eléments du bilan par Nm <sup>3</sup> de gaz	Entrées		Sorties		Rendements	
	Combustible c = 0,261 kg	Comburant a = 0,962 Nm <sup>3</sup>	H <sub>2</sub> O réduit h = Nm <sup>3</sup>	H <sub>2</sub> O formé - h = 0,090 Nm <sup>3</sup>		Imbrûlés k = 0,121 kg
Distillation 472 cal		Gaz à l'air 52 cal		PCI du gaz 294 cal 13,9 %	Chaleur sensible du gaz 220 cal 10,4 %	Chaleur totale extraite 514 cal 24,5 %
Gaz à l'eau cal		Combustion - 250 cal				
8.100 × 0,121 = 980 cal 46,5 %				Pertes au terrain 616 cal 29,2 %	Chaleur restée dans la mine 1.596 cal 75,7 %	
Chaleur potentielle totale 1.274 cal 60,4 %				Chaleur sensible totale 836 cal 39,6 %	PCI du combustible 0,261 × 8.084 = 2.110 cal 100 %	

#### a) Soufflage à l'air.

Du 21 au 29 janvier, les conditions de travail furent essentiellement instables. La contrepression du chantier augmentait sans cesse et plusieurs arrêts furent imposés par des ennuis mécaniques ou des travaux destinés à assurer l'étanchéité du chantier.

Le gaz produit pendant cette période avait une composition variant entre les limites ci-dessous :

produits de distillation, relativement plus abondants pendant cette première phase que par la suite, le charbon étant encore frais.

Du 29 janvier au 2 février eurent lieu des essais à l'oxygène discutés ci-après.

Après le 2 février, le chantier se montra beaucoup plus stable.

selon l'équation :

$$c \text{ (kg de charbon)} + a \text{ (m}^3 \text{ d'air)} = k \text{ (kg de coke)} + h \text{ (m}^3 \text{ de vapeur d'eau)} + 1 \text{ m}^3 \text{ de gaz.}$$

on obtient les résultats suivants pour les deux périodes considérées (23-31 janvier - 3 février - 12 mars) :

Période du 3 février au 12 mars.

Éléments du bilan par Nm <sup>3</sup> de gaz	Entrées	Combustible c = 0,240 kg Comburant a = 0,928 Nm <sup>3</sup> H <sub>2</sub> O réduit h = Nm <sup>3</sup>	Distillation 445 cal Gaz à l'air 87 cal Gaz à l'eau cal Combustion -152 cal	PCI du gaz 380 cal 19,6 %	Chaleur sensible du gaz 220 cal 11,4 %	Chaleur totale extraite 600 cal 31 %
	Sorties	H <sub>2</sub> O formé -h = 0,059 Nm <sup>3</sup> Imbrûlés k = 0,095 kg	Imbrûlés 8.100 × 0,095 = 770 cal 39,8 %			
	Rendements	$\eta_c = 53 \%$ $\eta_{th} = 32,6 \%$	Chaleur potentielle totale 1.150 cal 59,4 %	Chaleur sensible totale 785 cal 40,6 %	PCI du combustible 0,240 × 8.084 = 1.935 cal 100 %	

Suivant ces calculs, on aurait brûlé en 50 jours pour une production totale de 1.800.000 m<sup>3</sup> de gaz, 425 tonnes de charbon pur (correspondant à 517 t de charbon cendreux et humide), 117 t de coke (supposé être du carbone pur) correspondant à 210 t de charbon sont restées dans la mine. 50 % environ du carbone disponible ont été gazéifiés.

Ce calcul concorde approximativement avec les constatations faites lors de l'ouverture du chantier : celles-ci ont permis d'évaluer à 400 t le total du charbon affecté par l'expérience et à 164 t le charbon cokéfié.

Cette production de coke ne signifie pas que la combustion soit incomplète : le coke resté dans la mine aurait été brûlé à son tour si l'expérience avait été poursuivie, la formation et la combustion de coke devant approximativement s'équilibrer après une mise en régime suffisamment longue.

Il faut cependant remarquer que la partie combustible du gaz correspond sensiblement aux matières volatiles du charbon consommé. Les réactions de gazéification sont masquées complètement par les combustions secondaires. Le gaz de la deuxième période peut en effet se décomposer comme suit :

	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCI
Distillation ...	1,1	—	0,2	11,4	1,7	0,5	445
Gaz à l'air ...	14,1	1,0	2,9	—	—	62,1	87
Combustion ..	—	—	—	-5,9	—	11,1	-152
Total .....	15,2	1,0	3,1	5,5	1,7	73,5	380

#### b) Soufflage à l'air suroxygéné.

Du 29 janvier au 1<sup>er</sup> février, on a effectué vingt périodes de soufflage à l'air oxygéné totalisant 59 h 1/2 d'activité. La durée moyenne des périodes (3 h) fut fortement réduite par rapport à celle des essais à l'air. On accéléra le rythme des

inversions : le feu avait en effet tendance à remonter le courant de comburant et venait menacer les serremments d'entrée.

La composition moyenne du gaz produit est donnée ci-dessous :

Comburant			Gaz								
O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	Débit	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
34,5	65,7	1.700 m <sup>3</sup> /h	52,5	0,9	2,1	6,1	2,1	0,1	56,4	470	416

mais ces résultats ne sont guère significatifs, car la mine n'avait pas encore atteint un régime stable et la provision d'oxygène disponible était trop faible pour prolonger suffisamment l'essai. D'autre part, le réglage du débit d'oxygène s'avéra difficile.

#### c) Soufflage avec air suroxygéné et vapeur.

Cet essai dura au total 10 h 1/2, les 1 et 2 février. Les résultats obtenus furent beaucoup meilleurs que ceux des essais précédents et l'on n'eut pas à craindre d'incendie près des serremments.

Comburant				Gaz								
O <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	Débit	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
32,3	43,4	23,3	1.700 m <sup>3</sup> /h	40,7	1,4	4,1	13,2	4,4	0,4	35,8	1.023	909

d) *Soufflage oxygène-vapeur.*

Un essai de 2 h 50' fut réalisé avec un mélange oxygène-vapeur. Les résultats en sont donnés ci-dessous, mais auraient été sans doute meilleurs

si la provision d'oxygène disponible avait permis de prolonger l'essai ou d'augmenter le débit de comburant :

Comburant			Gaz								
O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	Débit	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
65	35	610 m <sup>3</sup> /h	59,6	1,9	8,6	18,8	3,7	0,4	7,0	1.260	1.125

Le pouvoir calorifique, qui était monté à 950 cal/m<sup>3</sup> dès le commencement de l'essai, dépassait 1.400 cal/m<sup>3</sup> au moment où on dut l'interrompre.

Il est difficile d'évaluer la quantité de gaz produite et de vapeur ayant réagi, puisque le bilan d'azote ne permet pas de comparer les produits entrants et sortants.

A en juger cependant d'après la teneur en méthane, on peut estimer qu'une bonne partie de l'hydrogène (12 % environ du gaz total) provient de la distillation du charbon. Le pouvoir calorifique obtenu proviendrait alors, par parties égales, de la distillation et de la gazéification. Un quart environ de la vapeur d'eau injectée aurait été décomposé.

e) *Soufflage de vapeur.*

A maintes reprises, on arrêta le compresseur et

l'on dirigea de la vapeur seule dans la mine afin de produire du gaz à l'eau. D'autre part, à chaque inversion, la mine fut purgée à la vapeur avant le renversement du courant d'air (l'usage de gaz de combustion comme tampon s'avéra superflu).

Le gaz obtenu pendant ces purges était identique à celui des essais à la vapeur proprement dits.

Ceux-ci ont duré de 40 minutes à 2 heures. Ils ont donné d'habitude du gaz à plus de 1.800 cal mais contenant de fortes quantités de CO<sub>2</sub> et peu de CO, ce qui indique de faibles températures.

D'autre part, la présence d'oxygène libre en quantités importantes dans le gaz fait supposer des rentrées d'air au moment des prises d'échantillons, le chantier n'étant plus sous pression. Les analyses ont été corrigées en soustrayant cet oxygène et l'azote correspondant des compositions mesurées :

Débit de vapeur		Durée et date		CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
kg/h	Nm <sup>3</sup> /h											
900	1.100	135 min 23 janv.	brut	11,4	6,6	7,3	36,6	5,8	0,5	31,8	1.935	1.670
			corr.	17,0	0	10,6	54,4	9,0	0,8	8,2	2.910	2.550
195	245	90 min 4 mars	brut	27,7	1,1	16,8	27,1	3,2	0,2	23,9	1.660	1.490
			corr.	29,3	0	17,8	28,7	3,4	0,2	20,6	1.750	1.580
835	1.040	60 min 5 mars	brut	51,1	1,6	7,4	23,2	6,0	0,3	30,4	1.530	1.360
			corr.	35,8	0	8,1	25,2	6,5	0,3	26,1	1.660	1.470
630	785	40 min 10 mars	brut	32,0	0,8	11,6	13,6	5,4	0,2	36,4	1.300	1.180
			corr.	33,3	0	12,1	14,2	5,6	0,2	34,6	1.350	1.225
Purges		Moyenne	brut	18,6	4,0	10,6	38,9	5,0	0,5	22,4	2.030	1.790
			corr.	23,2	0	13,3	48,6	6,3	0,6	8,0	2.540	2.240

f) *Sans soufflage.*

Lors des interruptions de soufflage, nécessitées par des réparations au chantier, le gaz se dégag-

geant sous tirage naturel accusa des compositions variant entre :

	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
min.	13,0	2,6	2,8	22,2	5,5	0	9,7	1.460	1.290
max.	28,6	7,2	14,7	41,6	10,9	0,8	39,6	2.450	2.160
Moy.	21,5	3,9	7,4	30,4	7,8	0,3	28,7	1.920	1.700
Corr.	26,7	0	9,2	37,7	9,7	0,4	16,3	2.390	2.110

Ce gaz est donc très semblable à celui que l'on obtient avec un soufflage à la vapeur. Son débit n'a pas été mesuré.

3. — *Observations spéciales.*

a) La plupart des essais décrits ci-dessus, avec emploi d'oxygène ou de vapeur comme comburant, ou sans soufflage, ont été de trop courte durée et effectués dans des conditions trop variables pour qu'il soit possible d'établir un bilan.

On est cependant immédiatement frappé par la forte teneur en méthane et en CO<sub>2</sub> des gaz obtenus pendant ces essais.

La forte teneur en méthane s'explique facilement, si l'on admet que l'intensité de la distillation ne dépend guère du débit du courant gazeux. Lors de l'emploi d'oxygène et de vapeur, le débit est plus faible que lors de l'emploi d'air et la condensation probable d'une bonne partie de la vapeur diminue encore le volume gazeux dans lequel se diluent les produits de la distillation.

Les très hautes teneurs en CH<sub>4</sub> (jusque 10 %) du gaz obtenu pendant les interruptions du soufflage viennent confirmer ce point de vue.

Les teneurs en CO<sub>2</sub>, par contre, ne peuvent s'expliquer uniquement par la plus grande concentration du gaz résultant de l'absence ou de la diminution du pourcentage d'azote.

On constate en effet que, ni la quantité d'oxygène introduite par le comburant ou par des rentrées d'air dans le gaz (cette quantité est mesurée par le pourcentage d'azote), ni la formation de gaz à l'eau (dont l'hydrogène devrait se retrouver dans le gaz) ne peuvent justifier quantitativement les hauts pourcentages de CO<sub>2</sub> indiqués par les analyses.

En d'autres mots, dans le bilan matières, l'oxygène apparaît en excès et l'hydrogène en déficit.

Par exemple, dans la moyenne des essais à l'air suroxygéné, nous trouvons (le rapport A = oxygène/azote du comburant étant connu) :

$$56,4 \text{ \% de N}_2, \text{ correspondant à } 56,4 \text{ A} = 56,4 \frac{34,5}{65,7} = 29,4 \text{ \% de O}_2 \text{ ou de CO}_2$$

$$6,1 \text{ \% de H}_2, \text{ correspondant (en supposant que tout l'hydrogène provient du gaz à l'eau) à } = \frac{3,05 \text{ \% de O}_2 \text{ ou de CO}_2}{52,45 \text{ \% au total}}$$

et d'autre part :

$$52,5 \text{ \% de CO}_2 = 52,5 \text{ \%}$$

$$0,9 \text{ \% de O}_2 = 0,9 \text{ \%}$$

$$2,1 \text{ \% de CO correspondant à } \frac{2,1}{2} = \frac{1,05 \text{ \% de O}_2}{54,25 \text{ \%}}$$

Les différences sont bien plus grandes encore pour :

	CO <sub>2</sub> + O <sub>2</sub> + ½ CO	AN <sub>2</sub> + ½ H <sub>2</sub>
L'essai air-oxygène-vapeur	44,15	35,5
La plupart des essais à la vapeur .....	58,2	19,8
Le gaz recueilli sous tirage naturel .....	50,95	25,2

Il semble difficile de trouver une explication à ce phénomène : ou bien les analyses citées ne sont pas représentatives de l'ensemble du gaz retiré de

la mine, ou bien un phénomène obscur est en jeu.

On pourrait imaginer que le CO<sub>2</sub> excédentaire provient de la distillation de roches calcaires dans les épontes. Mais celles-ci sont composées uniquement de schistes plus ou moins gréseux. Il faut donc supposer qu'une partie du CO<sub>2</sub> produit pendant les périodes précédentes reste occluse dans le charbon ou stagne dans certains recoins du chantier et se dégage brusquement à la faveur du changement de régime, ou bien qu'une fraction appréciable de l'hydrogène, plus mobile que les autres gaz, diffuse dans les terrains quand ce gaz apparaît en concentration importante dans le gaz.

Cependant, le premier essai à la vapeur, celui du 25 janvier, ayant duré 2 h 15', donne un bilan acceptable. On a, par m<sup>3</sup> de gaz, avec les notations habituelles :

Eléments du bilan par Nm <sup>3</sup> de gaz		Entrées		Distillation 1405 cal	Gaz à l'air 28 cal	Gaz à l'eau 1.126 cal	PCI du gaz 2.557 cal 48.8 %	Chaleur sensible du gaz 220 cal 4.2 %	Chaleur totale extraite 2.777 cal 55 %
		Sorties							
		Combustible $c = 0.648$ kg	Comburant $a = 0.095$ Nm <sup>3</sup>						
		H <sub>2</sub> O réduit $h = 0.542$ Nm <sup>3</sup>							
		H <sub>2</sub> O formé $-h =$ Nm <sup>3</sup>	Imbrûlés $k = 0.544$ kg	$8.100 \times 0.544 = 2.785$ cal 53.2 %				Pertes au terrain — 332 cal — 6.2 %	Chaleur restée dans la mine 2.453 cal 47 %
Rendements		$\eta_c = 36.8$ %		Chaleur potentielle totale 5.342 cal 102 %				Chaleur sensible totale — 112 cal — 2 %	PCI du combustible $0.648 \times 8.084 =$ 5.230 cal 100 %
		$\eta_{th} = 104$ %							

Les pertes en chaleur sensible sont ici négatives : en effet, la formation du gaz à l'eau est endothermique et la chaleur restituée par le terrain est ici supérieure à la chaleur sensible du gaz, d'où le rendement supérieur à 100 %.

54.2 % d'hydrogène proviennent du gaz à l'eau.

Remarquons toutefois que la période considérée est bien trop courte pour que les chiffres calculés ci-dessous aient une autre valeur que celle d'une indication purement qualitative.

#### b) Evolution du gaz le long du circuit.

La composition du gaz évolue constamment le long du circuit de gazéification. Pendant de nombreuses périodes de soufflage, on a prélevé, en différents points du chantier, des échantillons au moyen des trous de sonde de 2" (50 mm) percés à

partir de l'affleurement de la couche et remplaçant ceux des galeries d'observation qui avaient été bouchées. Les moyennes des compositions relevées sont données ci-dessous, en fonction de la distance à partir de l'entrée.

Elles montrent que l'absorption presque complète de l'oxygène se produit dans le premier tiers du trajet. C'est en ce point à peu près que l'on a relevé la teneur maximum en CO. Contrairement à ce que l'on penserait et à ce que faisaient prévoir les essais de laboratoire, la teneur en CO<sub>2</sub> n'a pas tendance à diminuer au profit du CO pendant la dernière partie du trajet (zone de réduction); mais c'est le contraire qui se produit, probablement à cause de phénomènes de combustion secondaire.

Longueur parcourue		Direction du courant	Composition du gaz		
m	%		CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO
26	24	est-ouest	8,5	10,1	0,4
36	53	»	10,2	0,2	13,6
64	59	»	12,9	0,1	8,9
72	67	»	14,8	0,1	5,6
36	53	ouest-est	4,5	13,6	0,5
44	41	»	10,5	0,5	14,1
72	67	»	13,1	0,1	9,6
82	76	»	12,1	0,4	10,5

Longueur totale du circuit : 108 m.

C'est en un point situé au premier tiers du circuit qu'on releva la meilleure composition de gaz

de tous les essais effectués à l'air :

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
6,2	0,2	18,8	12,2	2,0	0,4	60,2	1.207	1.121

c) *Résistance de la taille.*

Les pressions nécessaires pour faire passer différents débits dans le chantier ont été successivement :

	Débit m <sup>3</sup> /h	Pression mm H <sub>2</sub> O	Or. Eq. dm <sup>2</sup>
21 janvier .....	4.000	200	2,8
25 janvier .....	2.000	200	1,4
7 février .....	2.000	1.000	0,65
12 mars .....	3.700	2.000	0,825

Après deux semaines, la résistance s'était stabilisée : il passait environ 2 m<sup>3</sup>/h par mm de H<sub>2</sub>O de différence de pression. Cette augmentation de la résistance de la taille est due au colmatage des galeries par les matériaux fondus ou ramollis du toit et les cendres du charbon, ne laissant à la surface de celui-ci que d'étroits passages pour le gaz.

Des mesures de pression en des points intermédiaires permirent au cours de l'essai de localiser rapidement les commencements d'obstructions.

d) *Pyrométrie.*

Les couples thermo-électriques placés dans le

charbon, au fond des sondages verticaux, marquent pour la plupart un palier à 100° C peu de temps après avoir commencé à être influencés. Quand le feu se fut rapproché de chaque sondage, ils accusèrent chacun à leur tour une ascension rapide et cessèrent de donner des indications au-dessus d'une température de 550° à 950°, atteinte en quelques jours.

Le tableau ci-dessous indique, pour chacun des couples placés dans le charbon, le jour (compté depuis l'allumage) où il fut touché par le feu. Les numéros sont ceux des sondages verticaux. (fig. 25).

N <sup>os</sup> 1 à 4 Galerie transversale à plus de 1.000° dès l'allumage.			
N <sup>o</sup> 8 11 1/2 jours	N <sup>o</sup> 7 25 jours	N <sup>o</sup> 6 23 jours	N <sup>o</sup> 5 9 jours
N <sup>o</sup> 9 18 jours	N <sup>o</sup> 10 à 100° après 55 jours	N <sup>o</sup> 11 à 100° après 48 jours	N <sup>o</sup> 12 18 jours
N <sup>o</sup> 16 24 jours	N <sup>o</sup> 15 moins de 100°	N <sup>o</sup> 14 moins de 100°	N <sup>o</sup> 13 29 jours

Les gaz étaient refroidis par pulvérisation d'eau à la sortie du chantier pour protéger les conduites et les serrements. Leur température fut maintenue aux environs de 375°, mais, à 6 mètres des serrements, au delà des pulvérisateurs, ils étaient encore à 600° (ce qui permet d'évaluer à 220 cal/m<sup>3</sup> la chaleur entraînée par le gaz). Des mesures faites au pyromètre optique donnèrent 860° pour les matériaux en ignition à l'intérieur du chantier, mais ce chiffre est probablement trop bas à cause de la fumée remplissant les galeries et faussant les indications de l'appareil.

A en juger d'après la faible teneur en CO des gaz, la température du chantier n'aurait pas été très élevée. Ceci est peut-être dû à la faible épaisseur des morts-terrains, aux renversements fréquents et aux injections de vapeur ou aux débits de comburant trop faibles.

L'inspection du chantier après extinction et l'état des terrains et des cendres permettent cependant d'affirmer que la température a atteint et probablement dépassé 1.300° C.

4. — *Refroidissement et examen du chantier.*

Après 50 jours de fonctionnement, le chantier fut arrêté le 12 mars et on y injecta de la vapeur

pendant 5 jours. Les températures relevées pendant cette période au fond des trous de sonde tombèrent de 550° à 400° environ. A partir du 17 mars, on acheva l'extinction en noyant le chantier. Une partie de l'eau ressortit par les fissures à une température de 85°. Le 23 mars, les températures aux trous de sonde étaient de 100° à 300° C; il y avait 0,30 m à 0,60 m d'eau dans les galeries.

Après l'extinction du chantier, on l'examina soigneusement au moyen de petites recoupes creusées à travers le panneau, à partir des affleurements.

On put faire les constatations suivantes (fig. 25) :

a) Les galeries délimitant le panneau étaient à peu près complètement colmatées par les roches du toit qui, sur une épaisseur de 0,50 m à 1 m, s'étaient ramollies, avaient gonflé et plié, venant reposer sur le mur. Les bancs supérieurs étaient fracturés et cuits jusqu'à 3 m de la couche environ.

b) Le charbon du panneau était complètement brûlé sur une profondeur de 2 m à l'extrémité du panneau, se réduisant progressivement à 0 vers les entrées. Toute la place occupée précédemment par le charbon brûlé était comblée par le gonflement et l'affaissement du toit. Un mince lit de scories se

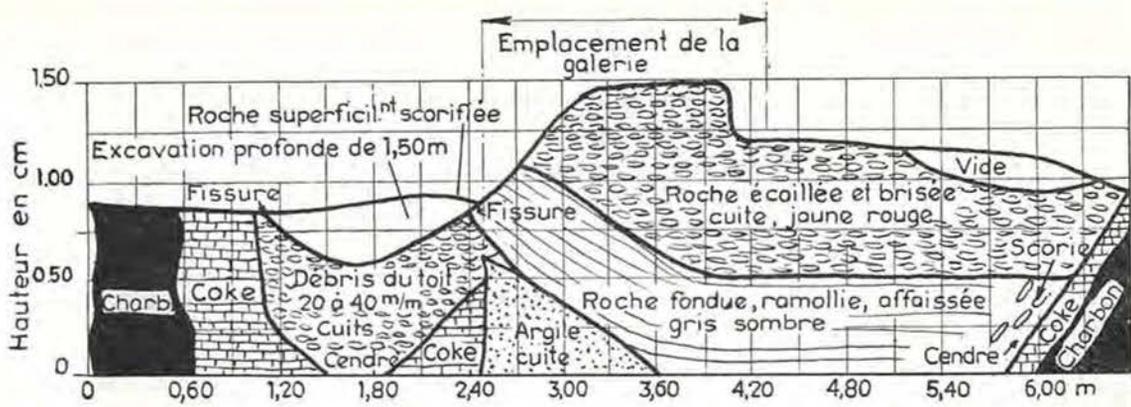


Fig. 25.

trouvait sur le mur, sous les matériaux provenant du toit.

c) Une zone cokéfiée de quelques cm à 1 m 50 d'épaisseur bordait la zone brûlée. La surface de contact entre le coke et les roches fondues ou la scorie n'était pas verticale; partout, la partie supérieure de la couche avait brûlé plus profondément que la partie inférieure, donnant à la surface de séparation la forme, soit d'une banquette de coke de 0,50 m à 1 m de largeur, soit d'un plan incliné à 45°, terminant la masse de coke en coin sous le remplissage. Entre le coke et la roche, se trouvait aussi une mince couche de cendres et de scories.

Cette surface de séparation et le coke sous-jacent présentaient de nombreuses fissures (de l'ordre d'un centimètre) par où le courant d'air passait sans doute, en contact direct avec le coke incandescent.

La masse de coke n'était pas compacte. Le coke de la partie supérieure de la veine se présentait en blocs massifs, tandis que dans la partie inférieure il formait des morceaux allongés placés obliquement par rapport à la verticale.

d) A la zone cokéfiée succédait une zone de charbon partiellement carbonisé, passant graduellement au charbon intact, comme l'indiquent les analyses d'échantillons prélevés à des distances croissantes du front de feu :

Distances, m		0,15 m	0,90 m	1,70 m	2,45 m	4,50 m
Analyse immédiate	cendres (sur sec)	31,6	21,0	17,4	13,7	16,4
	MV	3,5	3,9	21,5	39,0	39,5
	Charbon net	96,5	96,1	78,5	61,0	60,5
Analyse élémentaire	carbone fixe	96,4	95,0	85,7	85,9	83,6
	C	0,4	0,6	4,2	5,7	5,8
	H	0,7	1,2	6,8	7,1	7,5
	O	0,9	1,7	2,0	1,7	1,8
	S	1,6	1,5	1,5	1,6	1,5
Pouvoir calorifique sup. (charbon net)		7.580	7.850	8.170	8.540	8.325
Poids spécifique (réel)		2.060	1.990	1.517	1.594	1.419

Du côté opposé au panneau proprement dit, on a retrouvé, complètement cuit, le revêtement d'argile destiné à protéger les parois des galeries. Son action n'a pas été efficace : derrière ce revêtement, une quantité importante de charbon a brûlé. Une zone de coke, atteignant par endroits 2 m d'épaisseur, s'est formée.

Dans les zones moins chaudes du chantier (jusqu'à 25 m des entrées), le toit n'a pas flué, mais a cuit et s'est délité, remplissant partiellement les galeries de débris.

On a effectué des déterminations de densité apparente (par immersion dans une poudre finement divisée) sur des échantillons de toit plus ou moins affectés par la chaleur.

	Densité apparente	Rapport
Schiste du toit, inaltéré .....	2,54	1,00
Cuit complètement, mais sans gonflement visible .....	2,07	0,82
Montrant du gonflement et un commencement de fusion .....	1,55	0,54
Id. avec flexion et déformation des lits de stratification .....	1,49	0,50
Fondu complètement, scorifié et gonflé .....	1,58	0,62

Ces chiffres montrent bien comment les matériaux du toit ont pu combler les galeries, l'espace occupé par le charbon brûlé et les vides créés par le foudroyage.

D'après le relevé des zones brûlées et cokéfiées, on évalue à 221 tonnes la quantité de charbon complètement brûlé (à laquelle il faut ajouter les 15 t entassées dans la « galerie de feu » pour l'allumage) et à 164 tonnes la quantité de charbon cokéfié, soit un total de 400 t de charbon affecté par la combustion.

Il est intéressant de constater qu'on n'a pas trouvé d'îlots de charbon ou de coke imbrûlés en arrière du front de feu.

#### 5. — Conclusions.

Cet essai a mis en évidence :

- 1) Le resserrement progressif du passage des gaz, avec l'établissement d'un régime.
- 2) Le colmatage par la fusion du toit de la zone brûlée.
- 3) L'attaque dissymétrique de la veine en plateure (la partie supérieure brûle la première).
- 4) La possibilité d'une combustion complète de la veine, même en plateure (pour pouvoir tirer des conclusions définitives sur ce point, il faudrait avoir poursuivi l'essai jusqu'à l'épuisement complet du panneau) et la formation d'une zone cokéfiée le long du front de feu.
- 5) L'importance de l'étanchéité du chantier de gazéification, et, par conséquent, la nécessité de travailler à une certaine profondeur, suffisamment loin des affleurements et des autres travaux d'exploitation.
- 6) L'importance, pour l'obtention d'un bon gaz, de débits importants et de températures élevées dans la zone de réaction.
- 7) La détérioration possible du gaz dans la partie aval de son parcours.
- 8) La possibilité de réaliser des inversions avec l'emploi d'un tampon de vapeur.
- 9) La formation d'un gaz relativement riche lorsqu'on interrompt le soufflage, avec ou sans injection de vapeur.

L'emploi d'oxygène n'a pas pu être prolongé suffisamment pour pouvoir en étudier tous les effets.

#### B. — Deuxième essai.

Un second essai sur la couche Pratt a été organisé en tenant compte des enseignements du précédent.

Ce nouveau chantier a, lui aussi, été tracé dans une portion de la veine isolée presque complètement du gisement par l'érosion et couvrant 40 ha. Elle est donc plus étendue que celle qui a servi au premier essai : le chantier est éloigné au moins de 150 m des affleurements dans toutes les directions et les morts-terrains ont 50 m d'épaisseur à peu près.

La couche Pratt a ici une puissance de 1 m 05 à 1 m 17 et un pendage de 4 % (2°20') vers le S-E.

La forme du chantier a été simplifiée à l'extrême : il consiste en une galerie de 470 mètres de longueur, creusée suivant la pente de la couche à

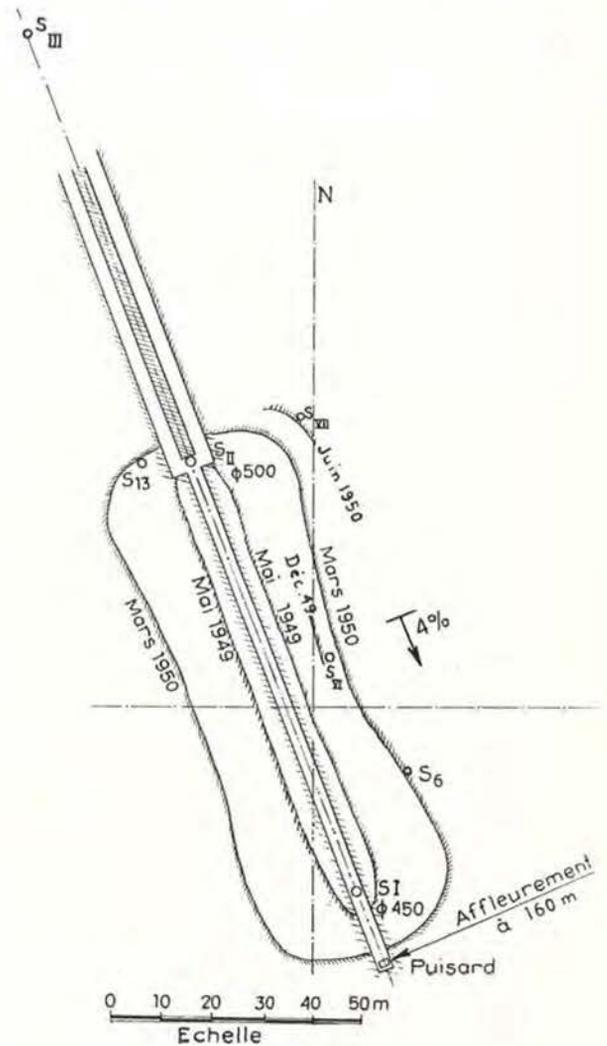


Fig. 26.

partir de l'affleurement et fermée par un serrement à 45 m de l'entrée. Ce serrement, encastré solidement, pénètre de 0.60 m dans le mur de la couche, 1 m 80 dans le toit et 7 m 50 dans le charbon.

La galerie a une section de 5 m × 1 m 05 (hauteur de la couche). En réalité, pour assurer l'aéragé pendant le creusement, les 580 premiers mètres comportent deux galeries parallèles identiques, séparées par 5 m de charbon et reliées par des traverses tous les 90 mètres. Seule, la dernière partie est à section simple (90 m) (fig. 26).

Cinq trous de sonde forés à partir de la surface relient, tous les 90 m, au droit des traverses, la galerie au jour. Les morts-terrains ont été solidifiés au préalable par injection de ciment, à l'emplacement de chaque trou.

Deux d'entre eux (N<sup>os</sup> I et V) ont été exécutés sans tubage, au diamètre de 45 cm et équipés d'une tête de captage, scellée au ciment.

Les autres (N<sup>os</sup> II, III, IV) furent forés au diamètre de 70 cm et munis d'un tubage d'acier de 50 cm de diamètre, scellé au terrain au moyen de ciment réfractaire.

La partie supérieure des sondages a été équipée d'un système de refroidissement par chemise d'eau et pulvérisateurs. L'extrémité inférieure du tubage repose au fond sur des maçonneries.

Ces cinq sondages principaux peuvent servir à volonté d'entrée ou de sortie des gaz, permettant d'inverser le sens du courant ou de modifier la longueur du chantier.

Au delà du dernier sondage (N<sup>o</sup> I), la galerie se prolonge encore sur 15 m jusqu'à un puisard destiné à récolter les eaux d'infiltrations, assez abondantes, reprises et envoyées à la surface par une pompe centrifuge.

D'autres trous de sonde, de 15 cm de diamètre, ont été creusés à des distances variables de la galerie pour pouvoir suivre l'avancement du feu au moyen de thermocouples.

Les moyens de soufflage consistent essentiellement en un compresseur à piston (double effet), actionné par un moteur synchrone de 800 CV et débitant 12.000 m<sup>3</sup>/h d'air sous 2 kg/cm<sup>2</sup>. Ce compresseur est relié aux sondages par une conduite de 500 mm de diamètre.

On dispose en outre de compresseurs auxiliaires et d'une chaudière de 125 CV.

#### 1. — Opérations (Voir tableau III).

L'allumage a eu lieu le 18 mars 1949 au moyen d'une bombe de thermité lancée par le trou n<sup>o</sup> I (celui de l'extrémité de la galerie) sur un bûcher de 15 tonnes de charbon et de bois imbibés de mazout. Les parois de la galerie avaient été sous-cavées au préalable sur 0,40 m de profondeur.

Depuis cette date jusqu'au mois de septembre 1950, on peut distinguer quatre périodes de fonctionnement.

##### a) Période du 18 mars au 22 juin 1949.

Pendant les dix premiers jours suivant l'allumage, le courant d'air passait du sondage I au sondage II avec un débit porté progressivement de 2.500 à 10.000 m<sup>3</sup>/h. Il fut impossible, dans ces conditions,

de réaliser une combustion complète. Le pourcentage de CO<sub>2</sub>, qui atteignait 15,6 % après le quatrième jour, retomba pendant les jours suivants jusqu'à 4 % (onzième jour), les composants combustibles restant à l'état de traces.

De plus, le feu avait été chassé vers le pied du sondage II dont la température s'élevait continuellement.

Le 28 mars, on décida d'inverser le courant d'air et cette manœuvre fut répétée dans la suite à des intervalles décroissant progressivement de 100 h à 7 heures.

Fin mai, la température du chantier dépassait 1.250° C et les gaz sortaient à 370° (la température de sortie était d'autant plus élevée que le rythme des inversions était plus lent et on pouvait la régler en modifiant la cadence). On brûlait à ce moment 10 tonnes de charbon par jour et la galerie s'était élargie de 2,5 m de chaque côté.

La perte de charge du chantier pour un débit de 12.000 m<sup>3</sup>/h atteignait 5.000 mm d'eau (pour une valeur initiale de 30 mm), cette perte de charge se répartissant régulièrement sur toute la longueur du chantier. L'oxygène toujours présent dans les gaz sortants montrait cependant que la combustion était incomplète : le courant d'air, suivant le plus court chemin entre les trous de sonde, restait probablement dans l'axe de la galerie sans en lécher les parois et le foudroyage naturel, au lieu de forcer le gaz à entrer en contact avec le combustible, semblait au contraire lui fournir des passages parasites à travers les fissures du toit.

##### b) Période du 22 juin au 22 décembre 1949.

On décida alors de réaliser un remblayage artificiel au moyen de sable « fluidisé » dans un courant d'air et injecté dans le chantier par des trous de sonde supplémentaires forés dans l'axe de la galerie.

Cette mesure, appliquée à partir du 22 juin 1949, eut un effet très marqué sur la piézométrie du chantier. De juin à septembre, 156 tonnes de sable fluidisé furent injectées de la sorte, tandis que la consommation mensuelle passait de 312 tonnes de charbon net en mai à 585 tonnes en octobre.

1949 Mois	Perte de charge en mm H <sub>2</sub> O Débit de 12.000 m <sup>3</sup> /h	Charbon brûlé en tonnes/jour (charbon net)
mai .....	2.900	10,1
juin .....	5.500	11,2
juillet .....	4.850	14,6
août .....	5.750	14,3
septembre ...	6.600	16,2
octobre .....	9.200	18,8
décembre ...	11.500	22,7

A partir du mois d'octobre, on augmenta progressivement les intervalles entre inversions. Du 1<sup>er</sup> au 22 décembre, on a travaillé avec des cycles de 100 à 140 heures.

Ces longues périodes de soufflage provoquaient une concentration de la zone de réaction au pied du sondage de sortie, entraînant une consumma-

tion accrue de charbon en ce point et une élévation de température du gaz sortant. Celui-ci parvenait à 900°-1.500° à l'orifice des sondages et y prenait feu malgré son faible pouvoir calorifique (inférieur à 560 cal/m<sup>3</sup>), grâce à la chaleur sensible entraînée.

Voici les phénomènes observés au cours d'un cycle de 60 heures, assez représentatif du fonctionnement normal.

	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
Brut .....	8,8	10,0	2,0	2,6	0,8	0,5	75,5	275	245
Calculé sans air ...	16,8	0	5,8	5,0	1,5	0,6	72,5	520	468

Ce gaz brut apparaît donc comme un mélange à 52,6 % de gaz à 520 cal/m<sup>3</sup> et 47,4 % d'air. Il contenait de plus 100 g environ de H<sub>2</sub>O par m<sup>3</sup> normal de gaz sec.

Quand, après 42 heures de fonctionnement, la température du gaz sortant atteignit 450° C, les composants combustibles se mirent à brûler dans l'air du mélange et on n'obtint plus qu'un gaz de fumée contenant de 16 à 18 % de CO<sub>2</sub>, de 1 à

A partir du début de la période de soufflage (11.000 m<sup>3</sup>/h), le pourcentage de O<sub>2</sub> du gaz sortant diminue progressivement, tandis que celui de CO<sub>2</sub> augmente, ainsi que la température du gaz.

Pendant les 42 premières heures du cycle, le gaz sort à une température moyenne de 250° C avec une composition moyenne :

2,6 % de O<sub>2</sub> et de l'azote, avec 240 g de H<sub>2</sub>O par Nm<sup>3</sup> sec. La température de sortie s'établit vers 900-1.100°.

Ceci prouve bien que du gaz est élaboré dans le fond et rebrûlé par le by-passage d'air dans le circuit. On a d'ailleurs pu prélever, par des trous de sonde situés dans le voisinage immédiat du front de feu, des échantillons ayant la composition suivante :

	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	C <sub>n</sub> H <sub>m</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
Trou n° 6 .....	10,4	0,7	10,0	10,9	2,5	0,5	65,4	912	850
Trou n° 13 .....	8,5	0	15,5	11,4	2,0	0,2	62,4	1.032	966

#### c) Période du 22 décembre 1949 au 5 juin 1950.

Pendant le mois de décembre, on creusa un nouveau sondage de 250 mm entre le n° I et le n° II, à 12 m à l'est de l'axe de la galerie primitive. Ce sondage, le n° VI, fut utilisé en combinaison avec le n° III pendant quatre cycles de 8 heures. On espérait ainsi obtenir un meilleur contact entre comburant et charbon.

Le soufflage de 12.000 m<sup>3</sup>/h, pendant la première et la troisième période, de VI vers III, donc d'une zone chaude vers une zone froide, donna une combustion complète, mais guère de composants combustibles. Le soufflage de III vers VI, pendant la seconde période, donna un gaz à 850 cal/m<sup>3</sup> sans oxygène résiduel. Pendant le quatrième cycle malheureusement, le by-passage se produisit de nouveau; le gaz produit brûlait au fond du trou, de sorte que la roche se scorifia sous l'influence des hautes températures et que les 50 mètres inférieurs du trou se colmatèrent complètement.

On en revint alors, pendant six mois, au circuit I-II, avec alternances de 8 heures maintenues très régulièrement, de façon à concentrer la zone de réaction à mi-distance entre les deux sondages. Cet objectif fut approximativement atteint, comme on put le constater par des sondages de reconnaissance.

#### d) Juin-juillet 1950.

Un nouveau sondage, le n° VII, fut alors creusé à 25 m à l'est du n° II, à peu de distance du front de feu. Il fut atteint par celui-ci au début de juin et mis en service le 5, en combinaison avec le n° III. On attaqua ainsi un secteur de charbon

frais. Afin d'assurer un meilleur contact entre comburant et combustible, on remblaya, par injection de sable fluidisé, la portion de galerie reliant les sondages II et III.

Le gaz produit en juin avait un PCS moyen de 415 cal/m<sup>3</sup> et contenait peu ou pas de O<sub>2</sub>. Malheureusement, dès la fin de juin et pendant le mois de juillet, l'oxygène résiduel réapparut en quantité croissante dans les analyses, tandis que le pouvoir calorifique retombait aux environs de 250 cal/m<sup>3</sup>.

Le tableau III donne un résumé des opérations pendant ces quatre périodes (voir page suivante).

#### 2. — Résultats provisoires.

a) La grande difficulté rencontrée dans cet essai a été d'assurer un contact comburant-combustible suffisant et d'empêcher les by-passages d'oxygène. La forme adoptée pour le chantier semble donc défavorable, et l'on a essayé d'y remédier au moyen de trous de sonde forés en dehors de l'axe de la galerie. Les résultats obtenus ont été favorables pendant les premières heures de fonctionnement, mais les difficultés n'ont pas tardé à réapparaître. Le remblayage au sable a exercé des effets certains, mais incomplets.

b) Le foudroyage naturel n'a pas joué le rôle qu'on en attendait. Les sondages pour l'injection de sable ont montré que les roches du toit de la galerie, non directement exposées au feu, s'étaient éboulées sans fondre, laissant entre les éboulis de nombreuses fissures court-circuitant le front de feu. La roche située immédiatement au-dessus du

TABLEAU III

Période	Durée totale jours	Sondages utilisés N°	Débit		Durée du cycle			Charbon brûlé			Total cumulé tonnes
			m <sup>3</sup> /h		heures		l/jour	mm/jour	kg/m <sup>2</sup> -h		
du 18-3-49 au 30-6-49	104	I-II	de 2.500 à 12.000		de 240 à 7		de 6,7 à 11,2	de 29 à 41	de 1,63 à 2,5		970
du 1-7-49 au 22-12-49	172	I-II	12.000		de 7 à 140		de 14,6 à 22,7	de 52 à 82	de 2,95 à 4,62		3.795
décembre '49	32 heures	III-VI	12.000		8						
du 22-12-49 au 5-6-50	165	I-II	12.000		8		de 15,7 à 10,9	de 57 à 40	de 3,2 à 2,25		5.895
du 5-6-50 au 31-7-50	56	III-VII	12.000				de 30,1 à 18,8				7.245

combustible consommé, par contre, a été suffisamment chauffée pour fluier et colmater l'espace libéré par la combustion du charbon.

c) Le courant d'air chasse la zone de feu vers l'aval. Cette zone vient donc se concentrer au pied du sondage de sortie, où la température monte progressivement. Le gaz recueilli est donc d'autant plus chaud que les périodes de fonctionnement dans un sens ou dans l'autre sont plus longues. L'air by-passé n'est sans doute pas étranger à ce rapide déplacement du feu. En venant brûler les gaz formés le long des parois, il propage la combustion vers l'aval.

Il arrive souvent que cette combustion se produise juste au pied ou dans le sondage de sortie lui-même. On obtient alors des températures très élevées, de l'ordre de 1.100° C. Le fait qu'il est plus facile de produire des gaz très chauds que des gaz à pouvoir calorifique satisfaisant a donné naissance à l'idée d'employer ces gaz à la chauffe d'une chaudière ou bien, en mettant le chantier sous pression, à l'alimentation d'une turbine à gaz.

d) Malgré les précautions prises pour assurer

l'étanchéité du chantier, on a constaté des fuites aux affleurements de la couche, à 150 m du chantier en feu, et au serrement d'entrée, à plus de 300 m. Des sondages d'observation, creusés à des distances variables du chantier, ont permis de se faire une idée de la perméabilité aux gaz de la couche en place.

e) Les quantités de charbon net gazéifié ont varié de 1,6 à 4,6 kg/m<sup>2</sup>-h, correspondant à un avancement du feu, sur chaque paroi de la galerie, de 30 à 80 mm par 24 heures. Ces chiffres sont faibles, comparés à ceux que citent les Russes pour les essais de Gorlovka (9 kg/m<sup>2</sup>-h pour la moyenne du mois de mars 1958 au panneau 6).

Pendant les dix-huit premiers mois de fonctionnement, on a brûlé à peu près 7.000 tonnes de charbon. Rien n'indique d'ailleurs que ce chiffre constitue un maximum et que la zone d'action du système constitué par deux sondages ne puisse s'étendre plus loin encore.

f) Les bilans thermiques montrent que le pouvoir calorifique du gaz (quelques centaines de calories) représente 25 à 35 % de celui du combustible

Eléments du bilan par Nm <sup>3</sup> de gaz	Entrées		Sorties		Rendements
	Combustible c = 0,1055 kg	Distillation 227 cal	H <sub>2</sub> O formé -h = 0,016 Nm <sup>3</sup>	Chaleur potentielle totale 422 cal 50,4 %	
Comburant a = 0,94 Nm <sup>3</sup>	Gaz à l'air 57 cal	Imbrûlés k = 0,022 kg	8.100 × 0,022 = 177 cal 21,1 %	Pertes au terrain 274 cal 32,8 %	Chaleur restée dans la mine 451 cal 55,9 %
H <sub>2</sub> O réduit h = Nm <sup>3</sup>	Gaz à l'eau cal			Chaleur sensible du gaz 141 cal 16,8 %	Chaleur totale extraite 586 cal 46,1 %
	Combustion -59 cal				
	PCI du gaz 245 cal 20,3 %				

consommé et sa chaleur sensible (y compris celle de la vapeur d'eau entraînée), 20 % à peu près dans le cas de cycles rapides et 30 à 45 % dans le cas de cycles prolongés. Les pertes au massif représentent de 30 à 60 %.

En appliquant le mode de calcul ordinaire au gaz recueilli lors du cycle de 60 heures décrit ci-dessus (2<sup>me</sup> période), on obtient le tableau de la page précédente.

Au débit d'air de 11.000 m<sup>3</sup>/h correspond donc

un débit de gaz de 11.700 m<sup>3</sup>/h et une consommation de charbon de 1.210 kg/h dont 75 % ou 900 kg/h sont réellement gazéifiés, soit 22 t/jour. Avec une longueur de parois de 190 m et une puissance nette de la couche de 1 m 08, ceci revient à la gazéification de 4.4 kg/h par m<sup>2</sup> de surface équivalente ou à un avancement de 78 mm par jour.

(à suivre.)



# Les convoyeurs Genard Denisty

## RAPPORT D'INICHAR.

La direction des ateliers GENARD DENISTRY à Châtelineau avait organisé à la fin du mois de décembre 1950 une exposition de matériel minier construit dans ses ateliers.

Vu l'intérêt du sujet et fidèle à l'un de ses objectifs, Inichar a jugé opportun de signaler les réalisations les plus marquantes, spécialement dans le domaine des convoyeurs à courroie.

Pour satisfaire aux conditions nouvelles d'exploitation, la technique des convoyeurs à courroie a fortement évolué ces dernières années. La puissance des moteurs, la vitesse, la largeur et l'épaisseur des bandes, la résistance des joints, les organes de transmission, les dispositifs de protection, l'automatisme des commandes sont autant de problèmes qui ont fait l'objet de recherches fructueuses.

Comme les convoyeurs à courroie assurent maintenant le transport de gros débit horaire à grande distance, la régularité de marche doit être aussi parfaite que possible pour éviter les perturbations dans la production.

Il faut également diminuer les dépenses à la tonne kilométrique et dans ce but on cherche à protéger et à prolonger la vie des bandes caoutchoutées qui constituent le facteur le plus important dans le prix de revient.

On remarquait à l'exposition une gamme très complète de convoyeurs pour galeries et pour tailles, depuis la petite installation de 5 à 10 mètres de longueur pour courte taille, jusqu'au convoyeur de 700 à 1.000 mètres pour collecteur principal. Les installations courtes sont équipées de moteurs de 6 ou de 15 CV; la tête motrice n'a qu'un tambour moteur recouvert de ferodo.

Dans les convoyeurs de taille à brin supérieur porteur, on réduit l'encombrement en construisant des caissons de 18 à 20 centimètres de hauteur et des batteries de rouleaux en auget de petit diamètre.

Les collecteurs à grand débit horaire sont équipés de moteurs de 40 et de 60 CV, la courroie a 1 m de largeur et est animée d'une vitesse de 1,50 m/sec.

Tous les rouleaux ordinaires des batteries porteuses en auget ont la même largeur pour les rendre interchangeables. Cependant l'inclinaison des rouleaux latéraux varie suivant l'utilisation du transporteur.

On adopte généralement :

17° en taille,

22° en galerie,

30° dans les installations à grand débit.

Les têtes motrices sont démontables en pièces aisément transportables; on a revu une construction qui permet le remplacement des tambours moteurs et des roulements sans nécessiter le démontage complet de la tête motrice.



Fig. 1. — Batteries de rouleaux.

1a Monture pivotante.

1b Monture à rouleaux amortisseurs en linatex.

1c Monture avec rouleaux amortisseurs à revêtement en caoutchouc; Le rouleau central est décalé.

Parmi les dispositifs destinés à améliorer les conditions de marche des convoyeurs, il y a lieu de citer :

#### A. — Les dispositifs de centrage de la bande.

##### 1) Les montures pivotantes à centrage automatique.

Ce sont des batteries ordinaires montées sur un pivot central et reposant sur une butée à billes bien protégée contre les poussières (fig. 1a).

Si la courroie se déplace latéralement, l'ensemble de la batterie pivote et recentre automatiquement la bande.

Ces batteries sont disposées tous les 10 à 12 m; elles assurent un bon centrage quel que soit le sens de marche.

##### 2) Dispositif de réglage des rouleaux inférieurs.

Le brin de retour est moins sujet aux déplacements latéraux que le brin porteur qui est soumis aux influences des charges excentrées. Il est cependant bon de prévoir un centrage du brin inférieur pour remédier aux déviations accidentelles (galerie non parfaitement rectiligne ou infrastructure déviée par les pressions de terrains).

Dans ce but, on prévoit un regard pour observer la bande sous le capot de protection et le support des rouleaux comporte plusieurs logements pour régler leur position.

Pour éviter les pertes, les axes des rouleaux sont maintenus par deux biellettes excentrées.

#### B. — Les dispositifs de protection de la courroie.

##### 1) Montures porteuses en auget à rouleau central décalé.

Cette disposition des rouleaux évite les coupures longitudinales de la courroie suivant les creux formés par le rouleau central et les rouleaux inclinés (fig. 1c).

Pour supprimer tout porte-à-faux de la courroie, il est bon de prévoir un recouvrement des trois rouleaux l'un par rapport à l'autre.

Pour réaliser un bon centrage, le rouleau médian est décalé en amont suivant le sens du transport; on ne peut donc utiliser le convoyeur que dans un sens.

b) Aux points de chute, on peut utiliser des amortisseurs plus efficaces encore. Les rouleaux sont alors constitués de disques en caoutchouc de qualité appropriée, séparés par des rondelles en acier et assujettis par serrage sur tube d'acier renfermant les moyeux, roulements et accessoires d'étanchéité (fig. 1c).

Les rondelles montées sur les rouleaux latéraux sont disposées par groupe de différents diamètres. Pour obtenir une plus grande déformation des disques en caoutchouc et favoriser le centrage des gros morceaux, les cloisons sont étagées et le diamètre des rondelles diminue vers l'axe du convoyeur.

Dans le rouleau central, toutes les cloisons ont le même diamètre.

#### C. — La lubrification des rouleaux.

Il existe à l'heure actuelle deux tendances dans la lubrification des rouleaux de transporteurs à courroie :

a) le rouleau autograisseur à l'huile ne nécessite aucun graissage au fond; l'huile est enlarmée au montage dans une boîte étanche. La vitesse de rotation des rouleaux étant relativement faible, la consommation d'huile est très réduite;

b) le rouleau à la graisse.

Dans la pratique courante, on tend à ne plus graisser pendant le service. Quand le rouleau revient à l'atelier après un an de service il est démonté, nettoyé et à nouveau graissé.

Les deux systèmes ont des avantages et des inconvénients. Pour empêcher le vol des roulements à billes, on a prévu une serrure à ressort qui ne peut être ouverte qu'à l'atelier, à l'aide d'un outil spécial.

#### D. — La station de réserve et de tension.

Dans les longs transporteurs installés en galerie, on place actuellement une station de tension avec boucle de réserve de courroie qui comporte une longueur développée de 50 à 50 mètres (fig. 2).

Le brin inférieur passe sur un rouleau mobile porté par un chariot glissant sur le bâti. Le chariot est attaché à deux chaînes sans fin actionnées par

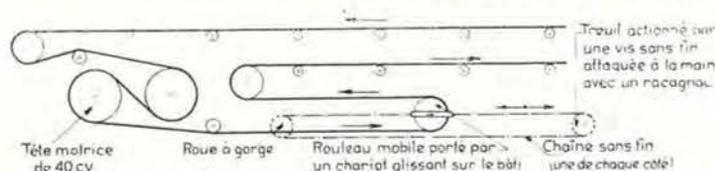


Fig. 2. — Schéma de la station de réserve et de tension.

##### 2) Les montures à rouleaux amortisseurs :

a) Elles sont formées de trois rouleaux ordinaires en acier, garnis d'une épaisseur de « linatex », matière très solide et très résistante (fig. 1b).

On dispose une série de ces montures sous le brin porteur aux points de chargement et de transbordement des produits.

Il y a un sens de marche imposé pour les rouleaux garnis de ce revêtement.

un treuil et une vis sans fin. Cette façon de procéder offre plusieurs avantages :

- 1) on réduit le nombre de joints en allongeant la bande périodiquement d'un long métrage;
- 2) on peut facilement reprendre l'allongement permanent sans couper ou enlever de morceaux;
- 3) on peut vulcaniser tous les joints;
- 4) on peut aisément régler et contrôler la tension.

Quand on peut en outre adapter un dispositif de tension automatique par contrepoids, on obtient une grande souplesse de fonctionnement grâce à la reprise instantanée de l'allongement élastique.

### E. — Les dispositifs d'arrêt pour le transport en galeries inclinées.

#### a) dans les rampes.

Il faut empêcher le recul de la bande lors d'un arrêt du convoyeur. A cet effet, quand l'angle moyen de pente dépasse  $6^\circ$ , le constructeur prévoit un frein à rochet et cliquet silencieux qui immobilise la bande dès l'arrêt du moteur (voir fig. 5).

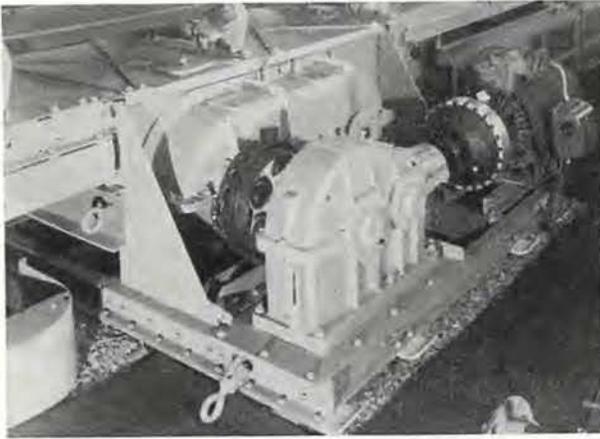


Fig. 5. — Tête motrice de 60 CV. - Accouplement hydraulique et dispositif de frein à rochet.

#### b) dans les voies descendantes.

Quand le convoyeur est équipé d'un moteur électrique, la bande en mouvement continue à être entraînée par sa propre charge même lors d'un arrêt du moteur.

Le constructeur équipe la tête motrice d'un frein à bande à commande électro-magnétique automatique, qui fonctionne en cas de coupure du courant d'alimentation du moteur. Il s'ouvre automatiquement quand on met le moteur en marche.

### F. — La station de cuvette.

Pour franchir un fond de cuvette avec un convoyeur à courroie, il faut aménager la courbure de la galerie, sinon le brin supérieur a tendance à se soulever et à flotter au-dessus des rouleaux supports.

La station de cuvette pare à cet inconvénient; elle crée un point de transbordement, une espèce de coupure dans la bande en faisant décrire une boucle au brin porteur (fig. 4a).

Le second rouleau de la station (fig. 4b) est à claire-voie pour éviter son encrassement par les fines; c'est en effet la face supérieure du brin qui entre en contact avec lui. Grâce à cette construction ajourée, les fines tombent sur la courroie et sont immédiatement entraînées hors de la station.



Fig. 4a. — Station de cuvette.

Pour réaliser le changement voulu d'inclinaison de la courroie, il suffit d'orienter la chaise mobile disposée à l'avant de la station et bien visible sur la figure 4a. Cette chaise orientable comporte une batterie de rouleaux supérieurs et un rouleau inférieur; elle est schématisée sur la figure 4b par un seul rouleau.

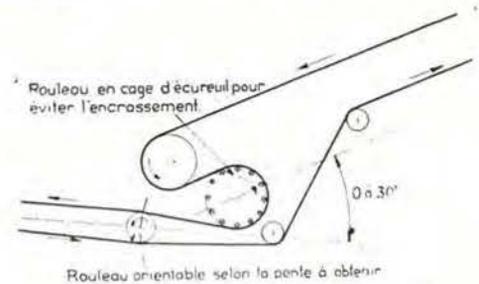


Fig. 4b. — Schéma de la station de cuvette.

### G. — Le nettoyage de la courroie.

Quand le convoyeur transporte du charbon humide, il faut nettoyer la face portante de la courroie. Sans cette précaution, les fines collent sur un des tambours moteurs et sur les rouleaux supports du brin de retour; des efforts excessifs dus à l'augmentation du diamètre du tambour détériorent la courroie.

Les racloirs en caoutchouc sont vite usés; le constructeur préconise l'emploi d'une brosse rotative équipée de racloirs en linatex qui, paraît-il, résistent bien à l'usure surtout quand le produit est mouillé.

### H. — Les accouplements.

#### 1) Accouplement « Périflex ».

Cet accouplement est approprié à tous les domaines de la transmission de puissance (fig. 5).

L'organe principal est une bande en caoutchouc naturel très élastique avec âme en textile. La section de cette bande a la forme d'un arc dont les bords sont pressés contre les flasques des deux parties de l'accouplement, par deux bagues de pression.

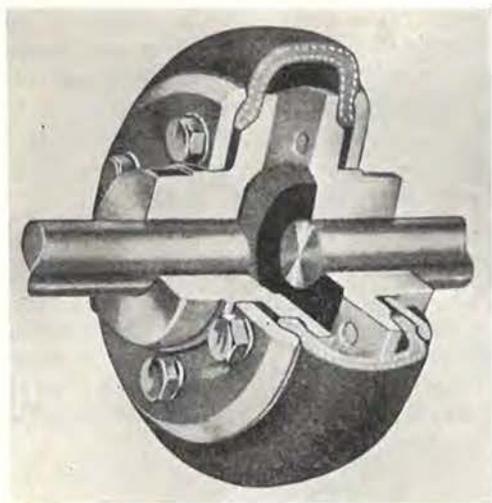


Fig. 5. — Accouplement « Périflex ».

La grande élasticité de la bande de caoutchouc évite, lors du montage, le réglage très précis des machines à accoupler. Au cours de divers essais, on a remarqué qu'un décalage de 4 mm radialement et de 4° axialement ne nuit pas au bon fonctionnement.

## 2) Accouplement hydraulique (1).

C'est l'accouplement généralement employé pour les convoyeurs de grande puissance. Il adoucit le démarrage et évite les chocs. Il permet le démarrage direct avec moteur en court circuit. Il faut 15 litres d'huile dans l'accouplement pour développer une puissance de 60 CV. Il coûte environ 10 fois plus cher que l'accouplement Périflex.

### 1. — La poulie retour motrice.

Elle s'emploie principalement avec les convoyeurs de taille à brin inférieur porteur, pour tendre le brin de retour et faciliter le démarrage. L'accouplement est à roue libre; on peut débrayer le mo-

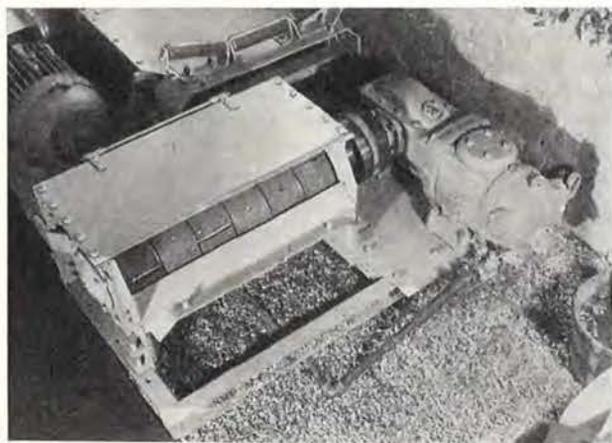


Fig. 6. — Poulie retour motrice avec garniture en ferodo.

(1) Voir à ce sujet Inichar Bultec n° 10. - « Abatage et chargement mécaniques - Le convoyeur à raclettes blindé - Accouplement hydraulique ».

teur à volonté. Le tambour de 350 mm de diamètre est recouvert de ferodo. La vitesse du moteur de 12 CV est de 10 % supérieure à celle du moteur d'entraînement de la bande (fig. 6).

## Nouveautés.

### 1) Le variateur d'angle.

Ce nouveau dispositif breveté permet de commander avec un seul moteur plusieurs convoyeurs en série, faisant entre eux des angles variables (fig. 7).

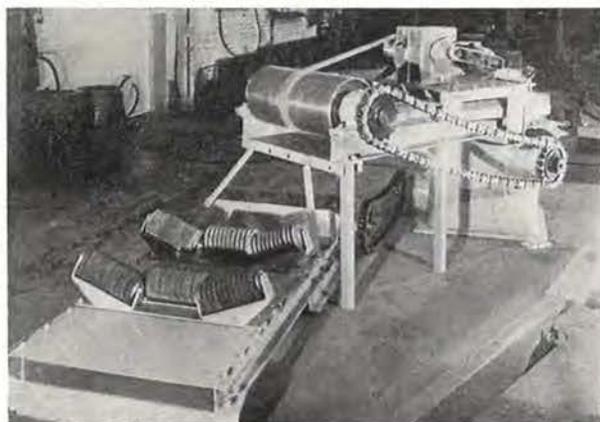


Fig. 7. — Variateur d'angle.

La transmission de mouvement d'un convoyeur à l'autre se fait par des chaînes et par une boîte d'engrenages intermédiaires, disposée dans la station. On peut suivre les changements d'allure du gisement en creusant une succession de tronçons rectilignes.

Dans un gisement grisouteux, un seul moteur puissant placé dans le courant d'air principal peut actionner plusieurs convoyeurs disposés sur un parcours brisé.

### 2) Le convoyeur à deux brins porteurs.

La figure 8 montre un type d'infrastructure surhaussée qui permet l'utilisation simultanée des deux brins pour le transport de produit dans les deux

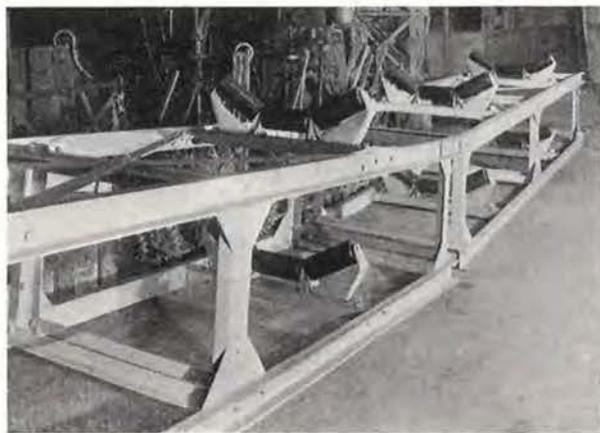


Fig. 8. — Convoyeur à 2 brins porteurs.

sens. Dans ce cas, le brin de retour est aussi équipé de batteries de rouleaux porteurs en auget.

Le cadre supérieur de l'infrastructure est prévu pour permettre la circulation d'un chariot de service, destiné au transport des pièces lourdes.

### 3) L'asservissement des convoyeurs.

Les ateliers Genard Denisty ont mis au point un système d'asservissement électrique des convoyeurs à courroie, permettant la commande à partir d'un point unique (par exemple le point de déchargement du convoyeur aval) de plusieurs installations placées en série.

Le système d'asservissement est schématisé sur la figure 9.

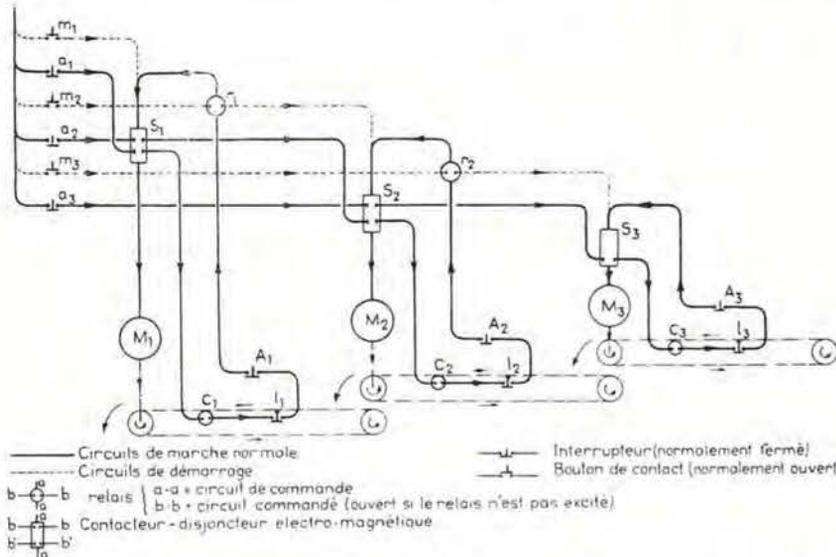


Fig. 9. — Schéma des circuits électriques pour l'asservissement de 3 convoyeurs en série.

Il réalise automatiquement la mise en marche progressive et rationnelle de l'installation en partant du premier convoyeur à l'aval et empêche toute fausse manœuvre.

a) Aucun convoyeur ne peut démarrer si tous les convoyeurs situés en aval ne sont pas en marche à leur vitesse normale;

b) Un glissement de la courroie sur les tambours moteurs, une déviation latérale de la courroie, une surcharge du moteur, une pression sur l'un des interrupteurs de secours placés le long du convoyeur, provoquent automatiquement l'arrêt de l'installation en défaut et de toutes celles qui se trouvent en amont. On élimine ainsi les chances d'obstruction et de dégradation du matériel et il n'est plus nécessaire d'avoir un machiniste à chaque tête motrice.

Le fonctionnement du dispositif de sécurité est basé sur l'emploi d'un interrupteur centrifuge actionné par un rouleau placé sous la courroie. Cet interrupteur ne ferme le circuit où il est inséré que si la courroie se déplace à la vitesse normale. La précision de son fonctionnement est réglable; on peut facilement le faire déclencher pour un ralentissement de la courroie correspondant à 10 % de la vitesse normale.

Il coupe l'alimentation de la bobine du contacteur disjoncteur et arrête le moteur quelle que soit la cause du ralentissement : glissement sur les tambours, chute de tension, surcharge, etc...

Le contacteur de chaque moteur dépend de deux circuits de commande, dénommés respectivement circuits de démarrage et de maintien.

La commande à distance s'opère par boutons poussoirs « marche » et « arrêt ».

Si l'on pousse sur le bouton « marche » du transporteur aval, on ferme le circuit de démarrage et on fait enclencher le contacteur du premier moteur : la courroie aval démarre. Dès qu'elle a atteint sa pleine vitesse, l'interrupteur centrifuge  $C_1$

ferme le circuit de maintien, ce qui est indiqué par l'allumage d'une lampe.

On peut alors lâcher le bouton  $m_1$ , la bobine du contacteur  $S_1$  restant sous tension grâce au circuit de maintien, qui excite aussi le relais  $r_1$ . Il est dès lors possible de mettre le deuxième moteur en marche en appuyant sur  $m_2$ . Ce bouton pourra être lâché dès que le circuit de maintien du second contacteur sera fermé par l'interrupteur centrifuge  $C_2$ . Le troisième moteur pourra alors être mis en marche à son tour.

Le circuit de maintien de chaque contacteur sera donc coupé :

- par le ralentissement de la courroie, par l'intermédiaire de l'interrupteur centrifuge  $C$ ,
- par un déplacement latéral de la courroie, grâce aux interrupteurs  $I$ ,
- par une poussée sur un des interrupteurs de secours  $A$ , placés le long du convoyeur,
- par une poussée sur le bouton d'arrêt  $a$ , au poste de commande,
- par le déclenchement du contacteur du convoyeur situé immédiatement en aval,

f) par un relais à surcourant placé sur l'alimentation du moteur (non indiqué sur le schéma).

Toutes les protections énumérées ci-dessus sont ainsi réalisées. Le déclenchement d'un contacteur arrête le moteur amont et, de proche en proche, tous les convoyeurs situés en amont et la mise en marche d'un convoyeur quelconque est bloquée par les relais *r* si les convoyeurs aval n'ont pas atteint leur vitesse de régime.

On peut aussi régler les relais pour faire démarrer les convoyeurs amont avec un retard déterminé pouvant aller jusqu'à 1/4 d'heure si c'est nécessaire.

Des interrupteurs spéciaux placés sous clef, permettent de court-circuiter momentanément les dispositifs d'asservissement et de sécurité pour le contrôle et le réglage des installations.

D'autres schémas ont été mis au point, comportant la commande locale de chaque moteur ou l'asservissement de plusieurs convoyeurs secondaires, débitant sur un même convoyeur principal.

### Le convoyeur blindé.

Il est de construction simple et facile à démonter. Il se décompose en éléments de 1 m 50. Le bâti consiste en deux cornières à branches inégales formant les parois latérales du convoyeur et le chemin de glissement des chaînes du brin de retour (fig. 10).

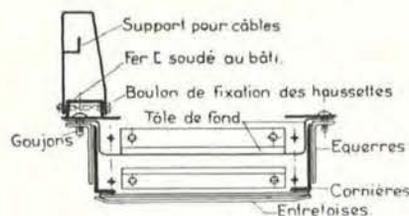


Fig. 10.  
Coupe  
schématique  
du convoyeur  
blindé.  
Genard Denisty.

Elles sont réunies par des entretoises soudées, légèrement bombées vers le bas pour assurer un ripage facile du convoyeur.

Le compartiment inférieur est fermé par une tôle emboutie en acier spécial, qui se pose comme un couvercle, sur laquelle glissent les raclettes du brin supérieur.

Les bords supérieurs du convoyeur sont constitués par deux fers plats s'emboîtant par des goujons soudés dans des équerres fixées aux cornières du bâti et emprisonnant la tôle de glissement. Ils sont assujettis par de petites cales traversant ces goujons. Des hausses se fixent facilement sur ces bords, au moyen de boulons traversant des fers U soudés sur les plats. On peut loger des câbles à l'intérieur de ces hausses.

Les différents éléments de couloir s'assemblent avec des boulons laissant un jeu suffisant pour donner au convoyeur la souplesse nécessaire. Le logement des boulons assure l'emboîtement des éléments successifs. Les chaînes marines sont en acier traité spécialement.

Ce convoyeur n'est pas destiné à servir de support aux machines d'abatage. Le compartiment inférieur est facilement accessible par soulèvement des bords et de la tôle de glissement.

### Le cylindre pousseur.

Il est muni d'un système de verrouillage automatique de recul qui serre la tige mais qui n'empêche pas la progression du convoyeur. Le fond du cylindre est fixé au bâti par un pivot; la course est de 1 m 20.

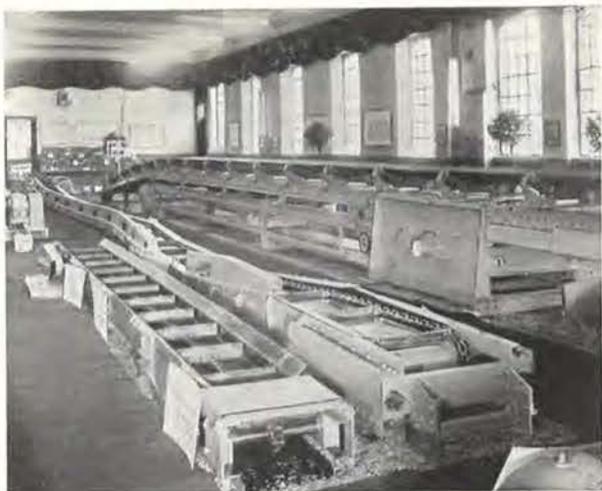


Fig. 11. — Vue générale de l'Exposition.

On remarque :

- Un convoyeur à raclette ordinaire.
- Un convoyeur blindé.
- Un convoyeur à courroie avec station de réserve et de tension.

### Les refouleurs électriques et à air comprimé.

#### a) Le refouleur électrique.

La chaîne distributrice à commande électrique est équipée d'un moteur de 7 CV; la force au toc est de 1.200 kg. Le débit de la chaîne est de 270 berlines à l'heure pour une vitesse de 0,15 m/sec et de 360 berlines pour une vitesse de 0,20 m/sec.

#### b) Le refouleur à air comprimé.

Le cycle des mouvements du refouleur, à savoir la poussée, l'arrêt et le recul du toc, s'effectue automatiquement en posant le pied sur une pédale de manœuvre.

\* \* \*

Tout le matériel exposé laisse l'impression d'avoir été soigneusement étudié et paraît bien adapté aux exigences des exploitations belges. Cet effort d'un constructeur de notre pays est particulièrement heureux, fructueux et digne d'intérêt. Il mérite de retenir l'attention de tous les exploitants belges.

# La VI<sup>e</sup> Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'essais

tenue du 24 au 29 juillet 1950, à Verneuil.

## VOORWOORD

Aan het « Centre d'Etudes et de Recherches des Charbonnages de France » (Cerchar) viel de organisatie te beurt van de VI<sup>e</sup> Internationale Conferentie van de Directeurs der Proefstations (1).

Negen werkvergaderingen, van 24 tot 29 Juli 1950 in de lokalen van het Centrum te Verneuil gehouden, werden gewijd aan de uiteenzetting en de bespreking van negentien mededelingen ingediend door de deelnemende stations van de vijf landen : Frankrijk, Engeland, Verenigde Staten, Duitsland en België.

Het Poolse station was niet vertegenwoordigd. Het had nochtans aan de deelnemers twee verslagen toegezonden over zijn jongste werkzaamheden.

Deze Conferentie werd bijgewoond door een honderdtal personen, waarvan acht Belgen :

De HH. A. MEYERS, Directeur-Generaal der Mijnen,  
L. DEFFET, Directeur van het Instituut der Hoge drukkingen,  
F. DESSALES, Inspecteur van de Kolenmijnen van de Société Générale de Belgique,  
J. FRIPIAT, Administrateur-Directeur van het Nationaal Mijninstituut te Pâturages.  
M. GUERIN, Inspecteur-Generaal der Mijnen,  
J. MARTENS, Hoofdingenieur-Directeur der Mijnen,  
P. STASSEN, Hoofdingenieur bij het Nationaal Instituut der Steenkolenmijnbouw,  
M. VAN PEE, Dokter in de Wetenschappen, gehecht aan het Nationaal Mijninstituut.

Het Belgisch proefstation is dit van Pâturages, toebehorend aan het Nationaal Mijninstituut, waarvan de Heer J. FRIPIAT, Administrateur-Directeur is.

Een uitvoerig verslag over deze studieweek zal later door Cerchar uitgegeven worden. Het lijkt nochtans nuttig van nu af aan in de Annalen een kort overzicht van de behandelde problemen te geven in het bijzonder van degene die ons land aanbelangen :

Werkten mede aan die opdracht :

- a) De Heer J. FRIPIAT, die de aangelegenheden behandelt die in het raam vallen van de opzoekingen van het Nationaal Mijninstituut, namelijk :
  - de ontvlaming van het mijngas en het kolenstof door het schieten;
  - de opzoekingen over de verbranding van het methaan;
  - de recente vooruitgang in de mijngasmeting;
  - de neutralisatie van het kolenstof;
  - de oppropping der mijngaten;
  - het mijngasveilig electrisch materieel.
- b) INICHAR, dat de kwestie van de opvang van het mijngas bespreekt;
- c) De Heer M. GUERIN, Inspecteur-Generaal der Mijnen die de ondergrondse branden behandelt.

## AVANT-PROPOS

C'est au Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France (Cerchar) qu'incombait l'organisation de la VI<sup>e</sup> Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'essais (1).

(1) De vijf eerste conferenties werden respectievelijk gehouden te Buxton (Engeland 1951), Montluçon (Frankrijk 1955), Deme (Duitsland 1955), Brussel en Pâturages (1957) en Pittsburgh (Verenigde Staten 1948).

(1) Les cinq premières conférences avaient été tenues respectivement à Buxton (Angleterre 1951), Montluçon (France 1955), Deme (Allemagne 1955), Bruxelles-Pâturages (1957), Pittsburgh (Etats-Unis 1948).

Neuf séances de travail, tenues du 24 au 29 juillet 1950 dans les locaux du Centre à Verneuil, furent consacrées à l'exposé et à la discussion de dix-neuf communications présentées par les stations de cinq pays : France, Angleterre, Etats-Unis, Allemagne et Belgique.

La station polonaise n'était pas représentée : elle avait néanmoins adressé aux participants deux rapports sur ses travaux les plus récents.

Cette Conférence fut suivie par une centaine de personnes, dont huit Belges :

- MM. A. MEYERS, Directeur général des Mines,  
 L. DEFFET, Directeur de l'Institut Belge des Hautes Pressions,  
 E. DESSALES, Inspecteur des Charbonnages de la Société Générale de Belgique,  
 J. FRIPIAT, Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines,  
 M. GUERIN, Inspecteur général des Mines,  
 J. MARTENS, Ingénieur en Chef-Directeur des Mines,  
 P. STASSEN, Ingénieur en Chef à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière,  
 M. VAN PEE, Docteur en Sciences, attaché à l'Institut National des Mines.

La station belge d'essais est celle de Pâturages, appartenant à l'Institut National des Mines dont M. J. FRIPIAT est Administrateur-Directeur.

Un compte rendu détaillé de cette semaine d'étude sera publié ultérieurement par le Cerchar. Il paraît toutefois opportun de donner dès à présent dans les « Annales », un bref aperçu des questions traitées et spécialement de celles qui intéressent la Belgique.

Ont collaboré à ce travail :

- a) M. J. FRIPIAT, qui traite des questions rentrant dans le cadre des recherches effectuées à l'Institut National des Mines, à savoir :
- l'inflammation du grisou et des poussières par le tir,
  - les recherches sur la combustion du méthane,
  - les progrès récents en grisoumétrie,
  - la neutralisation des poussières charbonneuses,
  - le bourrage des mines,
  - le matériel électrique antigrisouteux.
- b) INICHAR qui traite des questions de captage du grisou;
- c) M. M. GUERIN, Inspecteur général des Mines, qui traite des questions d'incendies et de feux souterrains.

## PREMIERE PARTIE. — EXPLOSIFS. — GRISOU. — POUSSIÈRES

par J. FRIPIAT, Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines.

### A. — Inflammation du grisou par le tir.

Les sept communications groupées sous ce titre ont pour objet le comportement des explosifs en présence du grisou; les unes se rapportent au mécanisme de l'inflammation, les autres visent le conditionnement des explosifs antigrisouteux.

Nous réservons donc momentanément les rapports relatifs à l'inflammation des poussières, dans lesquels la discussion portera plus spécialement sur les caractéristiques du milieu inflammable (composition, finesse et mode de dépôt des poussières).

#### 1. — Relation entre le mécanisme de la détonation et la sécurité des explosifs vis-à-vis du grisou. (M. Arhens de la Station de Derne, Allemagne).

Cette communication débute par un rappel du concept de l'onde de détonation, appliqué aux explosifs.

La détonation se propage dans la charge à une vitesse supersonique comme une onde de choc; devant elle, la matière se trouve à la pression

atmosphérique, derrière elle, l'explosif est transformé en produits gazeux à pression et température extrêmement élevées.

En théorie, la matière explosive subit une décomposition instantanée et complète au passage d'une zone très étroite assimilable à une section plane (surface d'onde) perpendiculaire à l'axe de la charge.

Cette conception n'est pas conforme à la réalité: la réaction chimique ne peut être terminée dès le passage de l'onde.

Le nitrate ammonique, qu'on trouve dans la plupart des explosifs miniers, présente en effet une inertie réactionnelle appréciable et la photographie de charges cylindriques en voie de détonation montre des alternances de zones claires et de zones sombres indiquant un processus de décomposition instable.

De plus, il y a lieu d'admettre qu'en avant de l'onde, la matière subit une initiation préparatoire à la réaction explosive. Cette préinfluence dans le mécanisme réactionnel ressort de certains résultats expérimentaux. Exemple : la présence d'un

canal central dans une charge cylindrique donne lieu à une accélération de la détonation; la paroi interne du canal subit donc une activation du fait de l'écoulement axial des fumées.

Examinant ensuite l'incidence de ces phénomènes sur le risque d'inflammation du grisou, l'auteur considère, comme étant de première importance, l'étude des constituants présentant de l'inertie à la réaction.

Beyling et Schultze-Rhonhof ont affirmé jadis que l'inflammation du grisou avait pour origine les fragments de l'explosif s'échappant en voie de décomposition du trou de mine.

Ils ont reconnu notamment que, dans le tir sans bourrage, le risque d'inflammation était d'autant plus grand que le détonateur était reporté plus avant dans le fourneau ou que la distance entre la charge et l'orifice était plus courte.

Un vide antérieur à la charge, suffisamment long, de même qu'un bon bourrage réduisent par contre le risque d'inflammation par le fait qu'ils sont l'un et l'autre favorables à la détonation complète des particules d'explosif avant leur pénétration dans l'atmosphère ambiante.

L'auteur examine ensuite l'épreuve du tir d'angle, laquelle consiste à faire exploser la charge dans une rainure en équerre creusée dans un bloc d'acier. Ici encore, la photographie montre des plages claires et des plages sombres, indice d'une décomposition incomplète, c'est-à-dire, n'intéressant par endroits qu'une partie de la section des cartouches.

Lorsqu'on place à faible distance de la rainure une paroi rigide, celle-ci est éclairée par les éléments qui, provenant des parties sombres de la charge, entrent en déflagration par le choc. Le fait est bien marqué avec les explosifs au nitrate ammonique, affaiblis par une forte addition de chlorure sodique; il s'atténue lorsqu'on diminue le pourcentage de sel.

## 2. — Recherches sur le mécanisme de l'inflammation du grisou. (MM. Gramt, Mason, Von Elbe, B. Lewis, du Bureau of Mines, E. U.)

## 3. — Cinématographie de tirs au rocher. (M. Schultze-Rhonhof de Derne, Allemagne).

Les auteurs de ces deux communications ont adopté le même procédé d'investigation: la cinématographie rapide de la détonation, soit pour découvrir le processus d'inflammation du grisou dans le tir au mortier, soit pour établir le mouvement des pierres dans le tir au rocher.

Les expérimentateurs du Bureau of Mines ont enregistré, à raison de 7.500 clichés par seconde, la détonation d'une charge de tétryl amorcée par un mélange fulminant; celle-ci ne pouvait donc donner que des gaz et du carbone libre, l'absence de détonateur excluant la présence de particules métalliques.

L'appareil cinématographique était dirigé perpendiculairement à l'axe du mortier; les produits de la détonation étaient éclairés par un arc au charbon de forte intensité (200 ampères sous 40 volts) et

par plusieurs rangées de lampes à incandescence de 500 et 750 watts.

Avant de procéder aux enregistrements cinématographiques, les expérimentateurs déterminèrent par de nombreux essais la probabilité d'inflammation du gaz naturel par des charges croissantes de tétryl. Pour le mélange air 92 % + gaz naturel 8 %, cette probabilité est de 0,25 ou de 0,85, suivant que la charge occupe toute la longueur du fourneau (6,7 g de tétryl) ou la moitié seulement (3 g).

Lorsque le tir est fait dans une atmosphère d'air pur, on observe sur les clichés :

- a) une flamme primaire, première manifestation visible de la réaction explosive amorcée dans la charge. Cette flamme est extrêmement brève (1/50.000 seconde) et, pour cette raison, certains expérimentateurs ont estimé qu'elle ne pouvait allumer le grisou;
- b) un nuage sombre et opaque de carbone libre à température relativement basse;
- c) une flamme secondaire, résultant de la réaction des constituants combustibles avec l'oxygène de l'air.

La seconde flamme, en effet, s'amplifie ou disparaît suivant qu'on augmente ou diminue la teneur en oxygène de l'atmosphère ambiante.

Lorsque le tir est réalisé en présence de gaz naturel, les phénomènes deviennent beaucoup plus complexes.

Quand il n'y a pas inflammation, on observe une extinction rapide de la flamme primaire par le jet de produits à température relativement basse sortant du mortier.

Pour les tirs suivis d'inflammation, cette flamme décroît dans les premiers clichés, mais ne disparaît jamais complètement.

On remarque, en outre, que l'inflammation se développe de préférence à partir des replis ou poches affectant la couche limite qui sépare le mélange inflammable et les gaz de détonation (2).

Le fait que les tirs à chargement complet (6,8 g de tétryl) ont une probabilité d'inflammation moins élevée que ceux à charge incomplète (3 g) résulte, d'après les expérimentateurs, du travail de déformation produit dans le mortier. Lorsque l'explosif remplit complètement le fourneau, celui-ci se déforme sur toute sa longueur et permet aux produits à température relativement basse de sortir rapidement du mortier, facilitant ainsi leur action extinctrice sur la flamme primaire. Dans le cas d'une charge moitié moindre, l'orifice du mortier conserve son diamètre initial et l'éjection est moins violente.

Des recherches effectuées au Bureau of Mines, il résulte donc que la flamme primaire doit être considérée comme étant la cause principale de l'inflammation.

(2) Ces replis ont été signalés pour la première fois par MM. Lewis et Von Elbe à la V<sup>e</sup> Conférence (Pittsburg 1948); ces deux expérimentateurs les considéraient déjà à cette époque comme pouvant être des centres d'amorçage de l'inflammation du grisou.

M. Schutze-Rhonhof a opéré dans un travers-banc. Sur le front puissamment éclairé par des projecteurs, était braqué à 15 m de distance un téléobjectif capable d'enregistrer 1.200 clichés par seconde.

Trois expériences seulement ont pu être réalisées; elles ont donné lieu à des constatations fort intéressantes quant aux phénomènes mécaniques consécutifs à l'allumage de la charge.

Voici, à titre d'exemple, le commentaire que fit l'auteur d'un de ses enregistrements.

Il s'agissait d'un tir de trois cartouches de Nobelite B de sûreté, chargées dans un trou de 1 m de profondeur, de 40 mm de diamètre, avec bourrage d'argile.

L'explosion du détonateur étant prise comme origine des temps et ceux-ci étant comptés en millisecondes, la chronologie des faits s'établit comme suit :

Au temps 1, le bourrage est sorti partiellement du fourneau.

Entre les 1 et 6, il est expulsé tout entier, suivi des fumées. Des fissures apparaissent dans le rocher, les premières orientées radialement à partir du fourneau.

Au temps 7, on observe le décollement des bancs. A ce moment, les fils du détonateur sont encore dans leur position primitive.

Au temps 20, les fumées se trouvent encore localisées au voisinage immédiat du fourneau; leur diffusion dans l'atmosphère ne se produit qu'après plusieurs dizaines de millisecondes.

Ces diverses constatations ont amené l'auteur à émettre les considérations que voici :

- a) Après 20 millisecondes, le rocher n'est que partiellement ébranlé. Une seconde charge explosant à ce moment augmenterait l'efficacité de la première. Au point de vue de l'abatage, il y aurait donc intérêt à utiliser des détonateurs à court-retard (25 millisecondes).
- b) Les contacts entre les connexions des détonateurs ne sont possibles qu'après 7 millisecondes. La limitation à 4 millisecondes du débit des exposeurs, telle qu'elle est adoptée en Allemagne, supprime donc l'éventualité d'étincelles électriques par contacts postérieurs à la mise à feu.
- c) La lenteur avec laquelle les fumées se répandent au voisinage du front explique le fait assez inattendu observé par l'auteur lors de tirs au rocher en présence du grisou.

Lorsqu'on fait exploser successivement par détonateurs à retard deux fourneaux parallèles, distants soit de 60 cm soit de 1 m 20, chargés respectivement d'explosif de sûreté avec bourrage et de dynamite n° 1 (1 cartouche) sans bourrage, la seconde charge allume ou n'allume pas le grisou suivant que le décalage entre les deux détonations est de 25 millisecondes (détonateurs à court retard) ou de 500 millisecondes (détonateurs à long retard).

Dans le second cas, les fumées de la première charge disposent d'un délai suffisant pour rendre l'atmosphère ininflammable devant la seconde charge.

4) Le temps, qui s'écoule depuis l'explosion du détonateur jusqu'à l'arrachement du rocher, étant de loin supérieur à la durée de la flamme de l'explosif, le risque d'inflammation du grisou est faible si la charge est tirée derrière un bon bourrage dans des terrains non fissurés.

#### 4. — Mise au point d'explosifs de haute sécurité. (MM. Shepherd et Grimshaw de Buxton, Angleterre).

Les recherches relatées dans cette communication se rapportent à deux objectifs distincts :

- a) réaliser, moyennant une addition massive de chlorure sodique, des explosifs de sécurité équivalente à celle des explosifs gainés;
- b) renforcer par une cartouche d'amorçage, de composition spéciale, la sécurité du tir en massif fissuré.

Dans le but de parer aux déficiences possibles de la gaine (défauts de fabrication, détériorations), « Imperial Chemical Industries » a donc imaginé une nouvelle classe d'explosifs de sûreté appelée E.Q.S. (Equivalent to Sheathed Explosives).

Le premier type mis en fabrication, l'Unibel, résulte de l'incorporation de 50 g de chlorure sodique à 100 g d'un explosif de sûreté qui en renfermait déjà 16 %.

MM. Shepherd et Grimshaw ont procédé en galerie expérimentale à des essais comparatifs sur l'explosif Unibel (sans gaine) et sur l'explosif ayant servi à sa préparation, ce dernier pourvu d'une gaine au bicarbonate de soude.

Les tirs ont été réalisés en présence du grisou et des poussières charbonneuses dans les conditions les plus diverses :

avec les deux modes d'amorçage (antérieur et postérieur) au mortier de 55 mm débouchant, soit librement dans une galerie de 1 m 50 de diamètre, soit entre deux plaques d'acier verticales distantes de 5 cm dans une galerie de 1 m de diamètre;

en charges suspendues, soit librement, soit entre les deux plaques d'acier, soit traversant ces deux plaques par des ouvertures circulaires.

Dans tous les cas, les deux formules sont d'une sécurité sensiblement équivalente. Leurs puissances déterminées au pendule balistique sont également du même ordre.

Enfin, des essais de rendement ont été effectués pendant six mois dans les travaux souterrains. Comparé aux types divers d'explosifs gainés en usage dans les mines anglaises, l'Unibel s'est montré fort inégal. Nettement inférieur aux explosifs à teneur élevée en nitroglycérine, il n'a pu remplacer avec succès que les formules de puissance moyenne.

L'amorçage de sécurité mentionné dans la même communication résulte d'une suggestion de M. Coward (5) : créer, au moment de la détonation, une atmosphère extinctrice dans le trou de mine et dans les fissures du massif.

(5) Directeur du Safety in Mines Research Board (Buxton), de 1939 à 1949.

Partant de cette idée, les expérimentateurs imaginèrent de provoquer la détonation de la charge par une cartouche faite d'un explosif renfermant une quantité importante de bicarbonate de soude et détonant à basse température.

Des enregistrements photographiques effectués sur film mobile semblaient démontrer l'action protectrice des gaz venant de l'amorçage. Dans un tube d'acier d'un diamètre supérieur à celui des cartouches, ces gaz précédaient en effet l'onde de détonation, créant devant elle une atmosphère qui devait, pensait-on, être asphyxiante pour la flamme.

Les tirs en galerie expérimentale ne confirmèrent que partiellement l'effet d'inhibition de l'amorçage de sécurité et, pour cette raison, ce procédé n'a pas encore reçu l'approbation officielle.

### 5. — Nouveaux explosifs-couche de haute sécurité (M. Saint-Guilhem de Cerchar).

Le minage en charbon par tirs à temps exige des explosifs sûrs en présence tant du grisou que des poussières charbonneuses.

La sécurité d'emploi dépend évidemment de la rigueur des épreuves de classement; celles adoptées par les expérimentateurs de Cerchar sont particulièrement favorables à l'inflammation.

En grisou, l'explosif est tiré en mortier court — (longueur 220 mm, diamètre 58 mm) derrière une plaquette d'acier d'un poids déterminé, mais variable au cours des essais. En poussières, on utilise des mortiers de longueurs diverses allant jusqu'à 2 m, dans lesquels on fait détoner sans bourrage des poids croissants d'explosif; on procède également par charges suspendues.

Dans les tirs au mortier, l'amorçage est postérieur; pour les tirs en poussières, le nuage est préformé par l'explosion d'une charge auxiliaire enfoncée dans un tas de charbon fin.

La mise au point de formules satisfaisant à ces épreuves eut pour base deux idées directrices :

- a) introduction dans l'explosif d'un inhibiteur, en l'occurrence le chlorure sodique;
- b) diminution de la densité d'encartouchage par incorporation de matières combustibles légères.

La communication de M. Saint-Guilhem a pour objet de faire connaître les résultats obtenus au cours de trois années d'expériences.

Trois explosifs répondant aux formules indiquées au tableau I ont été agréés à la charge maximum d'emploi de 1.500 g. Ils peuvent être tirés dans toutes les mines avec l'amorçage postérieur et détonateurs à temps, sous réserve que l'intervalle entre le premier et le dernier départ ne dépasse pas 7 secondes.

TABLEAU I

	Grisou-dynamite chlorurée		Formule 62
	14	15	
Nitroglycérine .....	20	20	—
Penthrite .....	—	—	25
Nitrate ammonique .....	10	20	12
Farine de bois .....	1,5	2	—
Chlorure sodique .....	68,5	58	65

L'utilisation de ces trois explosifs n'a donné lieu jusqu'ici à aucun incident : la seule critique émise à leur égard est le manque de puissance.

D'autres formules analogues, mais à teneur moins élevée en chlorure, sont aussi à l'étude; elles renferment un pourcentage moindre en élément excitant (nitroglycérine, penthrite), celui-ci étant remplacé partiellement par du nitrate ammonique.

On expérimente également des explosifs de faible densité dans lesquels on trouve, en plus du mélange ternaire nitroglycérine (20 % environ), nitrate ammonique (20 à 25 %), chlorure de sodium (42 à 50), une substance combustible légère telle que résine synthétique, tourbe, poudre de liège.

Mais au sujet de ces derniers, comme des précédents, on n'a pu encore donner un avis définitif.

La note relate pour finir les résultats de recherches effectuées sur les explosifs gainés.

Divers explosifs pourvus, soit de gaines inertes pulvérulentes ou comprimées, soit de gaine explosive, ont été tirés en mortier court avec amorçage

postérieur et plaquette d'acier en guise de bourrage. Ils ont montré, dit le rapporteur, que, tout au moins en ce qui concerne l'inflammation du grisou par contact avec les fumées, les explosifs gainés ne sont pas plus sûrs que les explosifs non gainés.

### 6. — Etude des explosifs S. G. P. au rocher. (M. J. Fripiat, Institut national des Mines).

Cette étude a déjà fait l'objet de deux notes figurant dans les Rapports de 1948 et 1949 de l'Institut National des Mines (4); nous n'en donnerons qu'un compte rendu très sommaire.

Dans une galerie en grès dur, on a tiré en présence du grisou des explosifs brisants (2 formules) des explosifs SGP non gainés (12 formules).

Le tableau II donne le nombre de tirs effectués et le nombre d'inflammations observées.

(4) *Annales des Mines de Belgique*, - Septembre 1949 et septembre 1950.

TABLEAU II

	Explosifs			
	brisants nombre		SGP nombre	
	de tirs	d'inflammations	de tirs	d'inflammations
Amorçage postérieur, sans bourrage .....	17	11	175	2
id inverse, idem .....	2	0	—	—
id antérieur, idem .....	18	8	15	0
id postérieur, avec bourrage .....	28	1	5	0
id inverse, idem .....	8	0	—	—
id antérieur, idem .....	20	0	15	0
id postérieur, avec plaquette d'acier ..	—	—	77	1

N.B. — amorçage antérieur : détonateur dans la dernière cartouche introduite et contre le bourrage;  
 amorçage inverse : détonateur dans la dernière cartouche introduite, mais à l'extrémité opposée au bourrage;  
 amorçage postérieur : détonateur dans la première cartouche introduite et contre le fond.

Ces tirs ont été exécutés dans les conditions les plus diverses (terrain massif ou fissuré, épaisseur de pierre plus ou moins réduite).

Avec les explosifs brisants, il n'y a pas eu inflammation lorsque la charge était amorcée à l'avant et pourvue d'un bourrage.

Avec les explosifs SGP, on enregistra seulement trois inflammations. Toutes trois ont été provoquées par des charges amorcées à l'arrière. Pour deux d'entre elles, il n'y avait pas de bourrage et pour la troisième l'orifice du fourneau était fermé par une plaquette d'acier.

Contrairement à ce qu'on observe dans l'épreuve au mortier, la plaquette d'acier ne paraît pas être particulièrement favorable à l'inflammation dans le tir au rocher.

Dans l'ensemble, ces tirs font ressortir le haut degré de sécurité des explosifs SGP.

On a néanmoins enregistré en Belgique au cours des années 1945 à 1950, sept inflammations de grisou qui toutes ont été occasionnées par des charges d'explosifs gainés.

Si, pour certaines de ces inflammations, on peut incriminer le circuit de tir et invoquer l'intervention d'étincelles électriques, pour les autres, il semble bien que l'inflammation ait eu pour origine le mécanisme de mise en défaut par tir d'angle rapporté par M. Schultze-Rhönhof à la Conférence de Pittsburgh (1948).

Un explosif SGP pourvu de la gaine normale (3 mm d'épaisseur) allume le grisou dès la charge de 300 g, lorsqu'il explose dans une rainure à parois orthogonales creusée dans un bloc d'acier, alors que 900 g du même explosif tirés en plein grisou n'allument pas.

Pour parer à cette mise en défaut de l'explosif gainé, le seul moyen efficace est l'amélioration de la gaine, soit en qualité, soit en quantité.

L'Institut National des Mines a donc entrepris l'expérimentation de gaines épaisses au bicarbonate de soude.

La plupart des explosifs agréés comme SGP, encartouchés au diamètre de 26 mm et pourvus d'une gaine de 5 mm d'épaisseur, ont pu être tirés à la charge de 1.500 g dans le bloc d'acier rainuré sans allumer le grisou.

#### 7. — Etude du tir en volées dans les mines en charbon. (MM. Hartmann, Nagy, Hawarth du Bureau of Mines.)

Dans cette communication sont rapportés les premiers résultats d'une étude sur le tir en volées.

Les questions examinées jusqu'ici sont : le risque d'inflammation du grisou, le rendement en charbon abattu, les quantités de poussières mises en suspension, les vibrations produites dans le toit.

Cette recherche a été faite dans la mine expérimentale du Bureau of Mines, à Bruceton, sur des fronts de 5 m 60 de longueur (exploitation par chambres et piliers) ouverts dans la couche Pittsburgh de 1 m 60 d'ouverture.

Soixante-huit tirs ont été effectués dans le charbon havé et dix dans le toit (de schiste).

On a procédé par fourneaux de 0,90 m ou 1 m 70 de longueur, de 50 à 75 mm de diamètre, chargés de 450 à 900 g d'explosifs de sûreté (explosifs gélatineux à grande vitesse de détonation), les uns non bourrés, les autres pourvus d'un bourrage d'argile de 2,5 à 60 cm de longueur.

Le détonateur se trouvait toujours à l'arrière de la charge. Les cartouches d'un diamètre légèrement inférieur à celui du fourneau étaient, soit introduites telles quelles, soit déformées par compression jusqu'à remplir entièrement la section du fourneau (densité de chargement 1).

Les charges furent allumées par groupes de deux à cinq, soit simultanément (détonateurs instan-

tanés), soit successivement par détonateurs à temps à court retard (délai unitaire : 25 millisecondes).

Cinq tirs en charbon donnèrent lieu à l'inflammation du grisou. Le fait fut observé avec des charges non bourrées, à la densité de chargement maximum (densité 1), dans des trous de 75 mm de diamètre. Aucune inflammation ne fut enregistrée dans les cas suivants :

- a) charges bourrées quels que fussent le diamètre du fourneau et la densité de chargement;
- b) charges bourrées ou non, en fourneaux de 50 mm de diamètre, aux deux densités de chargement.

En schiste, un seul tir alluma le grisou; il s'agissait d'un tir en volée de quatre charges non bourrées.

Le poids d'explosif utilisé pour la plupart des tirs en charbon (50 tirs sur 68) a été de 1.585 g.

Il semble bien, disent les auteurs, que cette densité de minage soit la meilleure; elle a conduit à un rendement variant de 350 à 880 kg de charbon par 100 g d'explosif. En tout cas, on a observé des rendements moindres lorsque le poids total d'explosif tiré sur un même front était de 4.500 g.

Immédiatement après le tir, on déterminait la quantité de poussières mises en suspension au voisinage du front. Le nombre de particules au centimètre cube a varié de 350 à 17.500. Les chiffres les plus élevés ont été observés avec les tirs de cinq mines. La production de poussières ne paraît pas être fonction du poids d'explosif, ni des dimensions des fourneaux, ni du mode d'amorçage (détonateurs instantanés ou à temps).

A l'aide d'accéléromètres, les expérimentateurs ont mesuré les vibrations produites dans le schiste du toit par les tirs en charbon.

Leurs observations ne sont pas encore suffisantes pour départager les influences des différentes caractéristiques du tir : puissance de l'explosif, bourrage, amorçage, diamètre du fourneau.

La durée du mouvement vibratoire est de 5 millisecondes ou de 10 à 15 millisecondes, suivant que la charge est tirée en massif ferme ou en massif havé.

Dans le cas du tir à temps avec détonateurs à court retard (25 millisecondes) dans le charbon havé, chaque explosion produit dans le toit un train de vibrations d'une durée de 10 à 15 millisecondes. Lorsque toutes les charges détonent simultanément, l'amortissement du mouvement vibratoire exige jusqu'à 100 millisecondes.

L'accélération des vibrations augmente avec la charge; elle est maximum dans le plan vertical passant par le fourneau.

On aura pu remarquer dans ce qui précède la diversité des moyens mis en œuvre pour l'étude des explosifs antigrisouteux. Cette diversité met en évidence le souci des expérimentateurs de réaliser en galerie expérimentale, des conditions de tir auxquelles ils ont estimé pouvoir imputer certaines mises en défaut observées dans la pratique.

En adoptant l'épreuve en espace confiné, c'est-à-dire par charges suspendues entre plaques d'acier, les expérimentateurs anglais ont cherché à reproduire le tir en massif fissuré, condition qui doit

être courante dans les chantiers où l'on pratique le minage en veine havée.

L'essai au mortier obturé par une plaquette d'acier, auquel il est fait allusion dans la communication de la station française, tend à la réalisation de la détente optimum, c'est-à-dire capable de maintenir l'activité réactionnelle des gaz de détonation jusqu'à leur entrée en contact avec l'atmosphère ambiante.

Comme l'a expliqué M. Audibert, une détente très rapide ou trop lente réduit l'aptitude des gaz à réagir avec le mélange grisouteux, soit en abaissant leur température, soit en accélérant leur transformation à l'intérieur du fourneau.

Enfin, le tir en mortier rainuré de l'Institut National des Mines est motivé par l'extension du minage à temps dans les voies de chantier, opération qui peut conduire à la mise à découvert de charges détonant ultérieurement dans une anfractuosité du rocher.

Pour satisfaire à ces différents modes d'épreuve, les expérimentateurs ont adopté des voies différentes : renforcement de la sécurité de l'explosif par des additions massives de chlorure sodique (solutions anglaise et française), accroissement de l'efficacité de la gaine (solution belge).

Pour notre part, il nous semble contre-indiqué d'affaiblir les explosifs SGP par une augmentation de la teneur en sel qui, ainsi que nous l'avons constaté, n'améliore pas leur comportement au tir d'angle.

Nous estimons préférable de réduire au contraire la teneur en matière inerte, sauf à pourvoir l'explosif d'une gaine rendue plus efficace, tant par le poids que par le choix des matières extinctives.

## B. — Inflammation des poussières charbonneuses par le tir.

L'inflammation des poussières par le tir a fait l'objet de trois communications : deux de M. Cybulski, Directeur de la Station polonaise, une de M. Schultze-Rhonhof, Directeur de la Station de Derne-Dortmund; chacune d'elles envisage la question sous un aspect particulier.

### 1. — Recherches sur la sécurité des explosifs en présence des poussières. (M. Cybulski).

L'auteur a recherché, parmi les épreuves réalisables en galerie expérimentale, celle conférant à l'explosif l'aptitude maximum à allumer les poussières. Il a donc déterminé la charge-limite de quatre formules utilisées dans les mines polonaises, soit :

- a) un explosif brisant,
- b) un explosif agréé pour emploi dans les mines poussiéreuses,
- c) deux explosifs agréés pour emploi dans les mines grisouteuses et poussiéreuses.

Cette détermination a été faite dans des conditions diverses de tir : charge unique tirée, soit au mortier, soit suspendue, soit sur un socle d'acier parallèle à une paroi rigide; double charge dans deux mortiers parallèles, obliques ou se faisant face.

Le charbon à 39 % de matières volatiles était amené par broyage à deux degrés de finesse, tels que la surface spécifique des grains était, pour l'un de 4.400 cm<sup>2</sup>/g et, pour l'autre de 19.700 cm<sup>2</sup>/g.

Toutes les expériences ont été effectuées en présence d'un nuage préformé, mis en agitation par la détonation d'une petite charge (7 g) d'explosif de sûreté dans un sac de papier renfermant 1.500 g de poussières.

Au mortier, 25 g d'explosif brisant allument déjà les poussières, mais après addition de 5 % de sel à l'explosif, il n'y a plus inflammation par la charge de 200 g.

Trois mille huit cent dix essais ont été effectués sur les trois autres formules. Ils ont montré que le tir dans deux mortiers se faisant face constituait l'épreuve la plus sévère. Dans ces conditions, la charge-limite ne vaut plus que le cinquième ou le sixième de celle déterminée au mortier unique.

L'augmentation de la surface spécifique des poussières (4.400 à 19.700 cm<sup>2</sup>/g) influe peu sur leur inflammabilité.

Enfin, le bourrage, fût-il de longueur réduite, abaisse d'une manière appréciable l'aptitude des explosifs à amorcer le coup de poussières. On le constate déjà dans le cas du tir à deux mortiers lorsque l'un d'eux seulement est pourvu d'un bourrage.

## 2. — Influence des conditions initiales sur l'explosibilité des poussières. (M. Cybulski).

On caractérise l'explosibilité d'une poussière charbonneuse par le pourcentage minimum « S » de substance incombustible devant être incorporé à la poussière inflammable pour rendre le mélange inapte à propager une explosion.

L'auteur s'est proposé de déterminer la valeur de « S » pour des conditions diverses d'amorçage et de dispersion. Cette détermination a été faite dans une galerie de 144 m de longueur et de 5 m<sup>2</sup> de section de la mine expérimentale de Mikolow, pour un charbon à 41 % de matières volatiles, amené par broyage à deux degrés de finesse caractérisés par le pourcentage de particules plus petites que 0,075 mm, soit :

- a) 85 % (surface spécifique 4.520 cm<sup>2</sup>/g);
- b) 25 % (surface spécifique 1.240 cm<sup>2</sup>/g).

L'amorçage du coup de poussières était réalisé par une ou plusieurs charges d'explosifs, tirées

dans des mortiers disposés au fond de la galerie devant un dépôt de charbon pur. Venait ensuite la zone de poussières plus ou moins neutralisées par addition de schiste broyé (50 % de particules plus petites que 0,075 mm surface spécifique 3.700 cm<sup>2</sup>/gramme).

L'expérimentateur a donc fait varier au cours de son étude :

- a) l'amorçage de l'inflammation initiale de poussières pures, en utilisant soit la poudre noire, soit un explosif brisant, allumés conjointement ou non avec des explosifs de sûreté (ceux-ci ayant pour office d'accentuer la dispersion de la poussière), les charges explosant par coups isolés ou simultanés ou décalés dans le temps (détonateurs à temps);
- b) le mode de dépôt des poussières, celles-ci se trouvant, soit sur des planches transversales (dispersion optimum), soit sur l'aire de voie (dispersion difficile).

L'auteur a d'abord déterminé ce qu'il appelle « la valeur absolue de S », correspondant au cas d'une zone de charbon pur s'étendant sur 15 m de galerie entre la charge d'allumage (ici 750 g de poudre noire) et la zone du mélange charbon-schiste.

Dans ces conditions, il faut pour arrêter l'explosion :

- 77,5 % de schiste avec les poussières les plus fines (85 % de particules plus petites que 0,075 mm), quel que soit le mode de dépôt;
- 67,5 % ou 62,5 % de schiste avec les poussières les moins fines (25 % de particules plus petites que 0,075 mm), suivant que le mélange est déposé sur des planches transversales ou sur l'aire de voie.

Pour ses recherches ultérieures, l'expérimentateur a réduit à 4 m la longueur de la zone de charbon pur (5).

Il constata alors que les pourcentages de schiste, requis pour arrêter l'explosion, variaient généralement, et parfois dans de larges limites, avec les charges d'explosifs utilisées pour l'inflammation des poussières pures.

Au tableau III, nous indiquons les valeurs enregistrées par l'auteur.

(5) Cette longueur représente la distance à laquelle, d'après les prescriptions polonaises, la neutralisation doit suivre le bosseyement des voies de chantier.

TABLEAU III

Finesse de la poussière charbonneuse	Pourcentage de matière inerte arrêtant l'explosion.	
	poussières sur planches transversales	poussières sur aire de voie
85 % de particules plus petites que 0,075 mm	77,5	55 à 75
25 % de particules plus petites que 0,075 mm	40 à 65	15 à 55

Dans le seul cas de poussières très fines, déposées sur les planches transversales, ce pourcentage était indépendant de l'amorçage.

Lorsque les mêmes poussières couvraient l'aire de voie, le pourcentage de schiste était de 55 % pour 750 g de poudre noire, de 75 % pour 3 charges

de 500 g d'explosif de sûreté détonant 0,5 seconde avant une charge de 750 g de poudre noire.

Avec les poussières les moins fines déposées sur des planches transversales, il fallait :

- a) 40 % de matière inerte pour 750 g de poudre noire, mais ce taux atteignait 55 % lorsqu'on faisait exploser en plus 2 charges de 500 g d'explosif brisant;
- b) 65 %, lorsque la charge de poudre noire (750 g) et trois d'explosif de sûreté ( $3 \times 750$  g) étaient allumées successivement avec un décalage de 0,5 seconde.

L'influence du mode d'allumage était plus marquante encore lorsque les poussières les moins fines étaient déposées sur l'aire de voie, soit :

- 15 % de schiste pour arrêter une explosion amorcée par 700 g d'explosif brisant et 100 g de poudre allumés simultanément;
- 30 % de stérile pour l'amorçage par 750 g de poudre noire et  $5 \times 500$  g d'explosif de sûreté allumés successivement avec un décalage de 0,5 sec;
- 55 % de stérile lorsque les trois charges d'explosif de sûreté ( $5 \times 500$  g) détonaient 0,5 sec avant la poudre noire (750 g).

Ces recherches confirment celles que l'auteur a faites antérieurement en utilisant, comme amorçage, 25 m<sup>3</sup> de mélange grisouteux allumés par une charge de 750 g de poudre noire tirée au mortier.

Elles montrent que la neutralisation à 65 %, prescrite par le règlement polonais, ne donne pas dans les conditions les plus défavorables une sécurité suffisante contre l'extension des coups de poussières.

### 3. — Quelques observations faites lors des essais d'explosion en galerie souterraine. (M. Schultze Rhonhof).

Pour vérifier la capacité extinctrice d'une poussière stérile, on soumet généralement le mélange homogène de charbon et stérile à l'action d'une violente explosion de grisou ou de charbon pur. Cette épreuve ne répond pas à la réalité, car dans la mine on a le plus souvent des mélanges non homogènes et parfois même des couches alternantes et superposées des deux substances.

M. Schultze-Rhonhof a tenu compte de ce fait pour la réalisation de ses expériences. Celles-ci ont été effectuées dans une galerie souterraine de 220 m de longueur et 7 m<sup>2</sup> de section.

Voici, en résumé, les considérations auxquelles elles ont donné lieu :

a) *Première série d'expériences.* — Explosion initiale : 50 m<sup>3</sup> de mélange grisouteux allumé par un fil de coton nitré, enflammé par deux amorces. Le dépôt de poussières s'étend sur 120 m de longueur à partir du fond de la galerie.

Que la poussière stérile et la poussière charbonneuse soient mélangées dans le rapport 1 : 1 ou que la première recouvre la seconde dans le rapport 2 : 1, la flamme parcourt la galerie sur toute sa longueur (220 m).

L'explosion initiale se développe jusqu'à 91 m ou 25 m de son point de départ, suivant que le stérile est superposé au charbon dans les rapports 4 : 1 ou 6 : 1.

b) *Seconde série d'expériences.* — Explosion initiale : une cartouche de dynamite détone sur un tas de 20 kg de charbon fin dans une zone de 30 m empoussiérée de charbon pur.

Cette explosion donne une flamme qui se propage jusqu'à 170 m environ du fond.

Lorsque la galerie est empoussiérée de stérile à partir de 30 m jusqu'à 90 m du front, à raison de 250 g par m<sup>3</sup>, l'explosion initiale de charbon pur se développe encore sur 120 m et on obtient le même résultat quand, dans le même tronçon de galerie, une couche de stérile est superposée à une couche de poussière charbonneuse (250 g/m<sup>3</sup> pour chacune des deux substances).

De ses essais, l'auteur conclut que la neutralisation, même quand le stérile recouvre la poussière inflammable, ne donne pas une garantie suffisante contre l'extension d'une explosion; elle en réduit évidemment la violence mais, par là, elle peut avoir pour conséquence de diminuer l'efficacité des arrêts-barrages.

Ce fait ressort de plusieurs expériences effectuées avec arrêts-barrages et zones neutralisées.

L'explosion initiale de 50 m<sup>3</sup> de mélange grisouteux donnait une flamme qui se propageait en 3,9 secondes jusqu'à 200 m de son point de départ, traversant 140 m de galerie dans laquelle la poussière charbonneuse (250 g/m<sup>3</sup>) était recouverte d'une quantité double de poussière stérile (500 g/m<sup>3</sup>).

Quand on installait en plus, à 150 m de l'origine de l'explosion, un arrêt-barrage de 12 éléments chargés à raison de 108 kg de stérile par m<sup>2</sup>, la flamme s'étendait encore jusqu'au bout de la galerie.

En l'absence de zone neutralisée, la flamme s'arrêtait au contraire au voisinage de l'arrêt-barrage.

A la fin de sa note, M. Schultze-Rhonhof donne une description succincte des appareils enregistreurs qu'il utilise pour contrôler la propagation des explosions.

Des indications fournies par ces appareils, il est arrivé à cette conclusion que l'efficacité des arrêts-barrages réside, non pas dans une action thermique, mais bien dans une action mécanique se traduisant par le freinage de la masse de gaz et de poussières en combustion.

### C. — Recherches sur la combustion du méthane.

Trois notes sur ce sujet furent présentées par la délégation belge; elles relataient les travaux entrepris à l'Institut National des Mines par M. Vanpée, docteur en sciences. Ces travaux exécutés avec l'aide pécuniaire de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, ont paru récemment dans les « Annales des Mines de Belgique »; nous ne les rappellerons donc ici que très brièvement.

Il s'agit des premiers résultats d'un programme extrêmement étendu dont l'objectif est d'établir le mécanisme même de la combustion.

L'expérimentateur a abordé le problème par deux voies différentes. La première consiste à suivre globalement la combustion et à en saisir tous les caractères observables : température d'inflammation, vitesse de réaction, variations de la pression, etc.

La seconde étudie séparément les diverses réactions concourant à la combustion.

D'après les théories modernes, il s'agirait ici d'un mécanisme en chaînes, lequel postule l'intervention de centres propagateurs.

Comme on pourra en juger, les deux premières notes « Transition entre les combustions lente et vive » et « Influence de la vapeur d'eau sur la combustion » répondent au premier mode d'investigation; la troisième « Action du radical méthylène » relève du second mode.

### 1. — Transition entre les combustions lente et vive.

Dans ce travail, l'expérimentateur étudie, au voisinage du point critique d'inflammation, les combustions lente et vive de deux mélanges, l'un riche en méthane  $2 \text{CH}_4 + \text{O}_2$ , l'autre riche en oxygène et azote  $\text{CH}_4 + 2 \text{O}_2 + 8 \text{N}_2$ .

L'examen des courbes « pression-temps » caractérisant l'évolution du système permet de trancher la question de savoir si l'explosion est due à des effets thermiques ou à la ramification de réactions en chaînes.

Pour le premier mélange, l'inflammation est de nature thermique, car la pression et la température ne cessent de croître simultanément à partir de l'instant où l'on introduit les gaz dans la chambre de réaction jusqu'au moment de l'explosion.

Pour le second mélange, il y a discontinuité dans la courbe de pression; celle-ci augmente d'abord lentement, indice d'une combustion progressive du méthane en oxyde de carbone, puis monte brusquement, indiquant une inflammation en chaînes ramifiées de l'oxyde de carbone.

### 2. — Influence de la vapeur d'eau sur la vitesse de combustion.

Depuis les travaux de Bone, on sait que la combustion lente du méthane en phase gazeuse comporte trois périodes successives :

- une période d'induction durant laquelle la vitesse de réaction est négligeable et la pression sensiblement constante;
- une période d'accélération à vitesse et pression croissantes;
- une période de ralentissement qui prend fin avec l'épuisement des gaz réagissants.

On admet généralement que l'accélération a pour origine la présence d'aldéhyde formique agissant comme catalyseur.

D'autres substances pourraient avoir une influence sensibilisatrice; l'eau notamment offre un intérêt particulier, parce qu'elle se forme en quantité appréciable au cours de la transformation.

Il était donc naturel de supposer que l'accélération qui suit immédiatement la période d'induc-

tion n'est pas due uniquement à la formation d'aldéhyde formique, mais bien aussi à l'accumulation de la vapeur d'eau dans le mélange.

Le but de ce travail a été de vérifier ce dernier point en établissant la loi quantitative qui relie la vitesse de réaction à la concentration en vapeur d'eau.

Chaque expérience comportait trois combustions successives de mélanges méthane et oxygène d'abord purs, puis en présence de vapeur d'eau, enfin additionnés d'azote.

On a pu établir ainsi que la vitesse de combustion augmente en raison directe avec la teneur en vapeur d'eau du mélange.

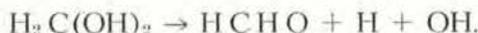
Il n'est pas possible, comme on l'a fait dans le cas du mélange oxyhydrique, d'assimiler cette influence à celle des gaz inertes, car les expériences en présence d'azote montrent que son action est incomparablement plus faible que celle de l'eau.

L'eau joue par conséquent au même titre que l'aldéhyde formique, un rôle chimique spécifique dans le mécanisme de la combustion.

L'hypothèse suivante a été avancée pour expliquer ce résultat expérimental. Conformément au mécanisme de Lewis et Von Elbe, la période d'induction comporte la formation d'aldéhyde formique qui, selon nous, s'oxyderait ensuite partiellement en donnant naissance aux premières molécules d'eau. Or, aux températures envisagées (500° environ), on sait que l'aldéhyde formique forme facilement un hydrate suivant la réaction :



C'est cet hydrate qui, en se dissociant, produirait les centres actifs H et OH nécessaires pour provoquer la combustion proprement dite en phase homogène.



La vitesse de réaction aurait dès lors pour expression :

$$-\frac{d(\text{CH}_4)}{dt} = k \cdot (\text{CH}_2\text{O}) \cdot (\text{H}_2\text{O})$$

Cette formule rend compte d'une manière quantitative de l'influence sensibilisatrice bien connue de l'aldéhyde formique, ainsi que de la proportionnalité, vérifiée par nos expériences, entre la vitesse et la concentration en vapeur d'eau.

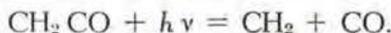
### 3. — Action du radical méthylène.

Le mécanisme proposé par Norrish pour la combustion du méthane fait intervenir comme centres propagateurs le radical méthylène ( $\text{CH}_2$ ) et l'oxygène atomique.

Comme ces radicaux agissent dans un milieu de méthane et d'oxygène, la question se pose de savoir quelle action ils ont respectivement sur ces deux molécules.

L'expérimentateur a étudié un des points de ce programme, à savoir l'action du radical  $\text{CH}_2$  sur le méthane. Ce radical fut préparé au sein même

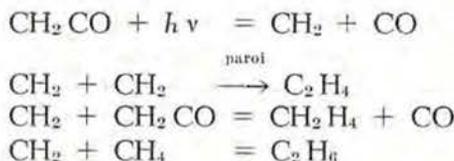
des mélanges cétène + méthane par décomposition photochimique du cétène.



Son action sur le méthane se manifestait alors par la formation d'éthane.

Afin d'établir le mécanisme de la réaction, l'auteur examine l'influence de plusieurs facteurs sur cette formation d'éthane. Il a pu ainsi mettre en évidence que cette dernière est favorisée par la concentration en méthane, alors qu'elle est indépendante de l'intensité d'irradiation.

Ces faits l'ont conduit à proposer le mécanisme :



qui permet de calculer l'expression suivante du rendement ( $\varphi_{(r)}$ ) en éthane :

$$\varphi_{(r)} = \frac{I}{I + A(\text{CH}_4)}$$

où A est une constante et ( $\text{CH}_4$ ) la concentration en méthane.

Cette formule est en bon accord avec l'expérience.

L'auteur montre ensuite les difficultés qu'il y aurait à imaginer un autre mécanisme et conclut à la grande probabilité de celui qu'il propose.

#### D. — Progrès récents en grisométrie

(M. Hartwell, de Buxton).

Cette communication est consacrée aux méthodes et instruments propres à déterminer la teneur en méthane de l'atmosphère des chantiers.

L'auteur indique d'abord les qualités requises d'un grisomètre : sécurité, sûreté de fonctionnement, précision, facilité de transport; puis il insiste sur la nécessité d'un service d'entretien capable d'effectuer les réparations et les étalonnages périodiques.

En Grande-Bretagne, ce service est assuré par des laboratoires centraux intéressant chacun une douzaine de houillères.

Après cette introduction, l'auteur se livre à un examen critique des appareils utilisés dans les mines britanniques.

La lampe de sûreté à flamme est incontestablement le grisomètre le plus pratique : elle convient pour un examen approximatif et rapide de l'atmosphère, mais ne présente pas la précision qu'exige une étude soignée de la ventilation.

Sous sa forme actuelle, la lampe n'est pas suffisamment sûre en ce qui concerne la fermeture et le rallumage.

Deux perfectionnements sont actuellement à l'étude en Angleterre :

1) Le verrouillage pneumatique. Le cliquet de verrouillage est solidaire d'un ressort qui le main-

tient dans la position de fermeture et d'un piston logé dans le pot. L'ouverture n'est possible qu'à l'intervention d'air comprimé sous pression de 14 kg/cm<sup>2</sup>, qu'on introduit par un ajustage fileté se trouvant sur la surface latérale du pot.

2) Le rallumeur intérieur à magnéto. Une étincelle à haute tension éclate entre un électrode et le tube porte-mèche; elle est fournie par une magnéto à aimant tournant, logée dans la moitié inférieure du pot. On actionne cette magnéto par une clef amovible.

L'auteur s'étend ensuite sur les perfectionnements apportés à des grisomètres portatifs à indication immédiate.

Ceux-ci possèdent généralement un filament métallique porté à l'incandescence par le passage d'un courant électrique. La combustion du méthane au contact du filament entraîne, dans certains appareils, une variation de la pression du mélange (Grisomètres Mack-Luckie, Ringrose), dans d'autres une modification de la résistance du filament (Grisomètres Mine Safety Appliances, Léon-Cerchar).

La plupart de ces appareils ayant été décrits jadis dans des Rapports Annuels de l'Institut National des Mines, nous ne signalerons que les améliorations les plus marquantes qui leur ont été apportées (6).

Le grisomètre Mack-Luckie a été pourvu d'un dispositif assurant la saturation en vapeur d'eau du mélange soumis à la combustion. On a pu améliorer la sensibilité de l'appareil en le munissant d'un tube manométrique de section plus faible que celle prévue à l'origine par le constructeur.

L'appareil Ringrose qui était primitivement un grisoscope (une lampe rouge s'allumant dès que la teneur en méthane dépassait 2 ou 2,5 %) est devenu un grisomètre, avec tube manométrique de lecture. Le filament reçoit maintenant le courant d'une lampe au chapeau, la suppression de l'accumulateur a allégé d'une manière appréciable l'appareil.

A propos des appareils basés sur la variation de la résistance électrique, l'auteur signale qu'il existe actuellement des filaments activés fonctionnant à des températures relativement basses et ne subissant de ce fait qu'une dégradation physique négligeable. La tendance actuelle est d'alimenter le filament par l'accumulateur d'une lampe et de transporter l'appareil sur la poitrine au moyen de courroies, ce qui le protège contre les chocs.

En plus des instruments à lecture immédiate, l'industrie houillère requiert, dans certains cas, des appareils à enregistrement continu. La communication en cite deux : les enregistreurs du Safety in Mines Research Board et Ringrose.

Ces appareils sont assez compliqués en ce sens qu'ils comportent des engins mécaniques actionnés par courant électrique et ayant pour office de contrôler les différentes phases de l'opération : prélèvement du mélange, combustion, expulsion des

(6) Voir « Rapports annuels sur les travaux de 1932 » (Grisomètres Léon et Ringrose), de 1933 (Grisomètre Mack Luckie), de 1936 (Grisomètre Mine Safety Appliances).

gaz brûlés. La pression agit sur une cellule anéroïde qui commande l'organe inscrivant sur un tambour tournant les teneurs en méthane.

Bien que les grisoumètres portatifs soient autorisés dans les mines anglaises, une bonne partie du contrôle grisométrique s'effectue encore dans les laboratoires centraux. Vu le grand nombre d'opérations effectuées, on procède par prélèvements de volume réduit (10 cm<sup>3</sup>). On détermine la teneur en méthane par combustion dans une burette graduée en dixièmes de pourcent.

L'auteur mentionne finalement l'analyseur par rayons infra-rouges, mais cet appareil, qui a pour avantage de pouvoir être utilisé également pour la détermination de l'oxyde de carbone, est encore peu répandu.

#### E. — Nouvelle méthode de neutralisation par poussières stériles dans les mines de charbon

(MM. Hartmann, Nagy, Howarth et Sachs du Bureau of Mines).

Cette méthode expérimentée, mais non encore agréée par le Bureau des Mines, repose en principe sur l'utilisation de charges explosives pour la dispersion de la matière stérile.

Le procédé est susceptible de deux variantes :

- a) prévenir l'inflammation par neutralisation des poussières charbonneuses dans les galeries;
- b) contrarier l'extension d'un coup de poussière.

Les expérimentateurs ont constaté en effet qu'il est possible, en faisant détoner des charges d'explosifs de sûreté (charges de 225 g) sous des sacs de papier renfermant du calcaire broyé, d'obtenir une répartition convenable de la substance neutralisante au toit, sur les parois et sur le sol des galeries. Ils sont arrivés également à des résultats satisfaisants en plaçant l'explosif à l'intérieur même du sac.

Dans les deux cas, il n'y a risque d'inflammation ni du grisou, ni des poussières, si la cartouche d'explosif est entièrement couverte par le stérile.

Les auteurs estiment que ce moyen de dispersion peut être intéressant lorsque la mise en œuvre des procédés normaux s'avère difficile ou onéreuse.

L'utilisation des sacs de poussières comme arrêts-barrages est plus délicate, la cartouche de dispersion doit exploser un court instant avant l'arrivée de la flamme.

Cette condition a été réalisée à l'intervention de relais de genres divers. Les uns étaient purement mécaniques, les autres étaient commandés électriquement, soit par la chasse d'air, soit par la flamme.

Dans tous les cas expérimentés par les auteurs, l'explosion n'a pas dépassé la zone de dispersion de la poussière extinctrice.

Le procédé peut donc rivaliser d'efficacité avec les barrages ordinaires; les auteurs lui reconnaissent cependant des inconvénients de nature à contrarier son développement (présence permanente de charges explosives dans les galeries, nécessité de relais de fonctionnement précis).

#### F. — Bourrage par bouchons incombustibles

(MM. Hartmann, Howarth, Nagy du Bureau of Mines).

Ces bouchons se composent de deux pièces faites d'un mélange d'asbeste et de ciment : un cône de section circulaire et un cylindre percé axialement d'un canal. Sous la poussée du bourroir, le cône pénètre dans le cylindre et le fait éclater jusqu'à obstruction complète du fourneau. Suivant le diamètre, le poids du bouchon varie de 156 à 453 g.

Les expérimentateurs du Bureau of Mines se sont attachés à rechercher d'abord si, au point de vue du risque d'inflammation du grisou, ce procédé présentait la même efficacité que le bourrage à l'argile. Ils ont vérifié également si, comme le prétendait l'inventeur, le bouchon avait pour avantage de faciliter la mise à feu des mines ratées, l'opération consistant simplement à introduire dans le fourneau resté intact une cartouche amorcée et un second bouchon. En présence du grisou, on a donc tiré des charges d'explosif brisant (dynamite à 40 % de nitroglycérine) et d'explosifs de sûreté (permissible explosive), avec amorçage postérieur dans des trous forés horizontalement en veine non havée.

On a constaté ainsi que le bouchon incombustible présentait sensiblement la même garantie qu'un bourrage d'argile de même poids.

Pour simuler un raté, les expérimentateurs ont introduit des charges d'explosif de sûreté non amorcées, mais bourrées avec un bouchon, dans des trous en veine sous cavée.

Les résultats n'ont été réellement satisfaisants que lorsque la cartouche introduite contre la mine ratée était de grande puissance et qu'elle était amorcée à son extrémité antérieure.

Dans les autres cas, cartouche auxiliaire amorcée à l'arrière, explosif de puissance moyenne tant pour le raté que pour la cartouche auxiliaire, on n'a pu obtenir chaque fois le départ de la mine ratée.

Au total, le procédé s'est révélé inefficace dans 50 % des cas expérimentés.

#### G. — Les prescriptions allemandes relatives à la construction du matériel électrique antigrisouteux

(M. Hülsberg de la Station de Derne).

Dans cette communication, l'auteur s'attache à défendre un système de protection admis par la Station de Derne, l'enveloppe de sécurité renforcée (« Erhöhte Sicherheit ») applicable aux appareils qui, dans les conditions normales de fonctionnement, ne produisent pas d'étincelle.

Cette enveloppe n'est pas « antidéflagrante » (7) au sens indiqué par les autres stations; en Allemagne, son emploi est subordonné à l'observation

(7) Une enveloppe « antidéflagrante » doit supporter sans dommage le choc d'une explosion interne de méthane et empêcher la propagation de cette explosion dans l'atmosphère ambiante.

de certaines normes, propres à écarter l'éventualité d'une cause interne d'inflammation.

L'auteur justifie cette manière de voir à propos de deux types d'appareils très utilisés dans les mines : les boîtes à bornes ou à connexions, les armatures d'éclairage.

Pour les premières, les règles allemandes visent notamment les dispositifs de serrage des pièces conductrices et le choix des isolants.

La protection par enveloppe antidéflagrante pour des appareils de ce genre, pourrait inciter les constructeurs à négliger certains détails de réalisation et serait ainsi la cause indirecte d'incidents observés en Allemagne, tels que perçement des parois par arc électrique, pression destructrice due à la distillation d'isolants.

En ce qui concerne les armatures d'éclairage raccordées au réseau (250 V), le danger réside dans l'ampoule et son socket.

Par échauffement, le ciment qui scelle le culot sur le verre peut s'effriter, le verre se détache, les conducteurs amenant le courant au filament entrent en contact et produisent des étincelles. Pour éviter cette avarie, la station de Derne procède à des essais de résistance à l'échauffement.

Les sockets doivent en outre être d'un type clos, de telle sorte qu'un mélange grisouteux s'y allumant par étincelle due au desserrage de l'ampoule, ne puisse provoquer une explosion à l'intérieur du globe.

Moyennant ces précautions, le globe de protection ne doit pas être nécessairement « antidéflagrant ».

## DEUXIEME PARTIE : LE CAPTAGE DU GRISOU

Compte rendu par INICHAR.

### Communication de M. J. FRIPIAT (Belgique).

La communication la plus importante fut celle de M. J. Fripiat, Administrateur-Directeur de l'Institut National des Mines, relatant les résultats d'une expérience de dix mois dans le dégazage d'un chantier par sondage.

Les lecteurs des Annales trouveront cette communication, in extenso, dans la livraison de septembre 1950, pages 637 à 648.

Rappelons-en brièvement les points essentiels.

Les essais ont été effectués à la division « Charbonnages Belges » à Frameries, de la S.A. John Cockerill, dans le quartier extrême est du champ d'exploitation du Siège Grand-Trait, à l'étage de 950 mètres, dans un faisceau particulièrement grisouteux de couches à 20 % de matières volatiles.

Ce faisceau, à la base de la zone d'Asch, comprend trois veines exploitables d'allure assez régulière, soit de haut en bas, Veine 3, Veine 4 et Veine 4-bis, inclinées de 12 à 15°, pied sud-sud-ouest.

Les couches sont déhouillées dans des tailles chassantes progressant vers le levant en zone vierge à partir du méridien situé à 1.700 mètres à l'est du Siège Grand-Trait.

Le déhouillement des couches 4 et 4-bis a été plus ou moins intermittent, tandis que la Veine 3 a toujours fait l'objet d'une exploitation régulière par taille de 150 à 170 mètres de longueur.

Avant captage, le chantier était extrêmement grisouteux. On avait en moyenne :

Production en t par 24 heures : 115;

Débit d'air en m<sup>3</sup> par minute : 7.500;

Teneur en CH<sub>4</sub> à l'entrée de la voie de retour d'air : 5 %.

Le 11 juillet 1949, le premier sondage, long de 40 mètres, fut creusé dans le toit de la couche vers la zone détendue, à partir de la voie de tête, à 25 mètres en arrière de la taille.

Il commença à débiter du grisou à raison de 40 m<sup>3</sup> par heure, dès la traversée de la Veine 2, située à 10 mètres au-dessus.

Les observations portent sur 6 trous forés dans des conditions analogues, inclinés à 48° sur l'horizontale et à 45° sur la direction d'avancement, distants de 25 à 30 mètres, mesurant 40 à 70 mètres de longueur et 65 mm de diamètre minimum.

A tube fermé, on note une pression de grisou de quelques dizaines de mm de mercure. L'auteur relate les mesures de débits effectuées sur un des trous de sonde pendant un mois et demi. Ce trou avait été foré à 7 m 50 de la taille. Le débit sous pression naturelle varie au cours de la journée et passe par un maximum vers la fin de l'abatage. Il dépend de l'éloignement de la taille et atteint une valeur maximum de 500 m<sup>3</sup> par heure environ, lorsque la distance est de 20 mètres. Il se maintient ensuite à cette valeur pendant plusieurs semaines. Quand il y a aspiration, cette distance est plus grande et de l'ordre de 50 mètres.

Le débit d'un sondage sous pression naturelle est directement influencé par l'avancement du front. Tout arrêt, dû aux jours de chômage par exemple, donne lieu à une diminution du débit.

Le grisou débité sous pression naturelle est très pur et contient 98 % de méthane.

Sous dépression artificielle, réglée de façon qu'elle ne dépasse pas quelques dizaines de mm d'eau à l'orifice des sondages, on a obtenu les résultats ci-après :

- Le débit d'un sondage donné est fonction de sa distance au front. Il passe par un maximum lorsque cette distance est d'une cinquantaine de mètres environ et décroît ensuite lentement. Il est encore très sensible à 150 m du front;
- Si l'on porte en graphique les débits de chaque sondage, à diverses époques, en fonction de la distance au front de taille, on constate que les courbes de débit des divers sondages ne se juxtaposent pas, le débit du sondage n° 4, à 50 m du front, est différent de celui du sondage n° 3 lorsque ce dernier occupe la même position relative par rapport à la taille. En général,

pour un même éloignement du front, le débit d'un trou augmente avec sa longueur;

- c) La teneur en méthane est d'environ 89 %;
- d) Chaque fois que l'abatage est suspendu pendant 24 heures au moins, soit le débit de grisou brut, soit le pouvoir calorifique de ce gaz, fléchit de façon perceptible. Le débit de méthane pur, qui est proportionnel au produit du débit brut par le pouvoir calorifique, est donc visiblement influencé par l'arrêt ou le ralentissement de l'abatage;
- e) Toute dépression barométrique entraîne un accroissement de débit et inversement;
- f) Les sondages captent pratiquement la totalité du grisou qui se dégage du terrain en arrière du front, soit dans le cas du chantier étudié, les deux tiers du grisou total.

\* \* \*

Le rapport se termine par des considérations intéressantes sur :

- 1) le coût de la canalisation collectrice depuis le chantier jusqu'à la surface : 1.477.600 F pour une longueur totale de 2.100 m;
- 2) la station d'aspiration installée à la surface dans un petit bâtiment spécial de quelques m<sup>2</sup>;
- 3) le personnel d'exploitation nécessaire. Une équipe de deux ouvriers paraît pouvoir suffire aux travaux de forage et d'entretien du réseau souterrain.

\* \* \*

#### Communication de M. W. de BRAAF (Pays-Bas).

Cette communication est relative à des mesures de pressions de grisou aux abords et dans des couches de houille de charbonnages néerlandais. Elles ont été effectuées à l'intervention de la Station des Recherches des « Staatsmijnen in Limburg », à Heerlen.

De cette communication rédigée en anglais, on peut extraire ce qui suit.

En 1942, Audibert publiait un document sur la liaison du grisou au charbon, document dans lequel il prouve entre autres que le charbon gonfle par absorption de méthane. Il s'ensuit que d'une manière réciproque, quand la pression mécanique sur le charbon dans lequel du grisou a été absorbé est augmentée, l'équilibre entre grisou fixé et grisou libre doit nécessairement se porter du côté où le plus de grisou libre est disponible.

Dans un certain sens, on peut se faire une idée de la quantité de grisou libre qui se trouve à un point donné dans la couche de charbon, en mesurant la pression qui règne dans un trou de sonde après que le trou a été fermé.

C'est pourquoi, grâce aux recherches d'Audibert on peut s'attendre à ce que la pression du grisou dans un trou de sonde fermé, percé dans le voisinage d'une taille, augmente quand on approche de la zone de pression.

La quantité de gaz issu d'un trou de sonde ouvert dépend entre autres de :

- 1) la pression du grisou libre dans la roche adjacente;
- 2) la porosité de la roche.

On peut avoir une idée de cette porosité en fermant le trou de sonde et ensuite en mesurant la pression dans le trou en fonction du temps.

La courbe ainsi obtenue est décrite par la relation :

$$p = p_{oc} (1 - e^{-\alpha t})$$

où  $p$  = pression du grisou au temps  $t$ ;

$p_{oc}$  = pression de l'équilibre;

$e$  = base du logarithme naturel;

$\alpha$  = une constante exprimant la porosité de la roche.

En portant en diagramme  $\log(p_{oc} - p)$  en fonction de  $t$ , on obtient une ligne droite dont l'inclinaison donne immédiatement la valeur de  $\alpha$ .

Une figure montre deux exemples de courbes de l'espèce. Dans l'une, la pression  $p_{oc}$  est de 7,6 atm, dans l'autre, elle est de 4 atm.

Trois quantités ont été mesurées au cours des recherches :

- 1) la pression d'équilibre dans un trou de sondage fermé par un bouchon ( $p_{oc}$  en mm de Hg);
- 2) la quantité de grisou s'écoulant d'un trou de sondage ouvert ( $U$  en litres par minute);
- 3) la valeur de  $\alpha$  qui mesure la porosité de la roche aux abords du trou de sondage.

On peut en déduire ce qui suit :

a) Les conclusions tirées des expériences d'Audibert sont confirmées par les observations pratiques. Cela résulte d'un diagramme, dans lequel on a porté la pression d'équilibre régnant dans un trou foré en charbon, en fonction de la distance entre ce trou et le front de taille.

Quand cette distance est grande, la pression est de 8,5 à 9 atm. Quand cette distance diminue et devient inférieure à 42 m, la pression s'accroît rapidement et atteint une valeur maximum de 11,5 atm. Celle-ci se maintient jusqu'à ce que la distance descende à 36 m. La pression diminue ensuite graduellement avec la distance.

b) Les trois valeurs indiquées ci-dessus, c'est-à-dire la pression d'équilibre, le débit de gaz et la porosité de la roche, quand on les considère collectivement, peuvent donner une indication au sujet du régime des pressions de terrains dans le voisinage d'un front de taille progressant.

L'expérience signalée est relative à un trou de sonde très long, se trouvant entièrement en dessous d'une couche horizontale en exploitation, ce trou aboutissant à un point situé dans le mur de la couche à 50 cm de celle-ci. Le trou n'est donc pas en relation directe avec la couche.

On a noté les valeurs de  $p_{oc}$ ,  $U$  et  $\alpha$  en fonction de la position du front de taille par rapport au fond du trou. Avant toute influence du front de taille, la pression, le débit et la porosité ont une certaine valeur, constante.

Dès que l'influence du front commence à se faire sentir, la pression et le débit augmentent cependant que la porosité diminue, chose due à un accroissement de la pression des terrains.

Quand le front s'approche davantage, la porosité augmente fortement, ce qui paraît dû à une lissuration des épontes et du charbon.

La pression  $p_{0c}$  diminue ensuite. Le débit et la porosité passent ensemble par un maximum.

A mesure que le front dépasse le fond du trou et s'éloigne, la pression, le débit et la porosité reprennent leur valeur initiale.

\* \* \*

Au cours d'un échange de vues, la situation des divers pays au point de vue captage du grisou est brièvement évoquée.

### Allemagne.

M. Stassen, Ingénieur en Chef à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière de Belgique, signale qu'en juin 1950, on a capté en Allemagne environ 1.500.000 m<sup>3</sup> de grisou, soit 50.000 m<sup>3</sup> par jour, se répartissant approximativement comme suit :

Mine Mansfeld, par jour .....	5.500 m <sup>3</sup>
» Hansa .....	8.500 m <sup>3</sup>
» Haus Aden .....	18.500 m <sup>3</sup>
» Emscher Lippe .....	8.500 m <sup>3</sup>
» Heinrich Robert .....	10.000 m <sup>3</sup>
	49.000 m <sup>3</sup>

D'autres mines se préparent actuellement à faire du captage; ce sont notamment Karl Alexander, Victoria Lünen, Ickern, Victor.

Depuis le début de l'année 1950, les quantités totales de grisou capté augmentent régulièrement de mois en mois.

Les techniques en usage sont :

- a) le captage par trous de sonde forés dans le toit de la couche exploitée, vers la zone détendue, à partir de la voie de tête du chantier ou des deux voies de pied et de tête;
- b) le captage dans des traçages creusés dans une couche située au-dessus de la couche exploitée. Cette méthode est la moins employée. Elle a donné lieu à certains déboires. Il est difficile de maintenir l'étanchéité du réseau de captage normalement fermé par des serrements, quand ceux-ci se trouvent dans la zone d'influence de l'exploitation sous-jacente.

Le grisou capté est assez peu utilisé jusqu'à présent. Il existe une installation de compression et de mise en bonbonne. Ailleurs, le grisou est déversé dans une conduite de gaz d'un réseau existant.

### Belgique.

M. Stassen signale que le captage du grisou dans les mines belges a débuté en 1949 et s'est développé rapidement.

Le grisou capté a été amené à la surface pour la première fois le 31 octobre 1949 au Siège St-Albert, à Ressaix, de la S.A. des Charbonnages de Ressaix. Toutefois, le premier raccordement à une usine valorisant le méthane fut réalisé le 17 novembre 1949, au Siège Grand-Trait, à Frameries, de la Division « Charbonnages Belges » appartenant

à la S.A. John Cockerill. Ces deux dates sont donc mémorables dans l'histoire du captage du grisou en Belgique.

En juin 1950, trois sièges font du captage et vendent leur grisou : ce sont les Sièges St-Albert et Grand-Trait déjà cités, et Cerisier, appartenant à la S.A. des Charbonnages de Monceau-Fontaine.

A la même époque, le grisou capté est amené à la surface dans les Sièges Baisieux, de la S.A. des Charbonnages Unis de l'Ouest de Mons, Eisdén, de la S.A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, Houthalen, de la S.A. des Charbonnages de Houthalen.

Dans d'autres sièges, on place les canalisations souterraines. Celles-ci sont généralement établies à partir des chantiers et immédiatement utilisées pour amener vers l'arrière le grisou capté, sous la pression naturelle du dégagement.

Dans différents sièges enfin, on a simplement foré des trous de sondage ou effectué des travaux préliminaires pour se rendre compte des possibilités de dégazage.

Au total, une quinzaine de sièges ont obtenu des résultats probants ou encourageants. Ils appartiennent aux charbonnages déjà cités et à ceux de Maurage, Rieu du Cœur, Boubier, Gosson, Helchteren, Zolder, Winterslag, des Liégeois et André-Dumont.

On dégaze au total 80.000 à 100.000 m<sup>3</sup> par jour dont la moitié sont vendus.

La seule technique employée est celle que préconise Inchar : forage de trous de sondage dans le toit, vers la zone détendue, à partir de la voie de tête du chantier. Cette méthode est la plus simple et la plus sûre. Toute l'installation et la tuyauterie se trouvent naturellement dans les galeries de retour d'air.

Il semblerait à première vue qu'elle ne donne qu'un dégazage partiel. L'expérience acquise à ce jour indique le contraire. Il paraît possible de capter tout le grisou en provenance des terrains du toit même quand on a affaire à une taille très longue.

Il faut sans doute en voir la raison dans l'existence dans le toit, à quelques mètres de la couche, de décollements de bancs qui constituent des drains parallèles au front et courant sur toute sa longueur. Ces drains collectent le grisou et l'amènent en tête du chantier où se trouvent les trous de captage.

La canalisation est mise sous dépression au moyen d'un extracteur, généralement placé à la surface. La dépression à l'orifice de chaque trou est réglée par une vanne. Elle doit être modérée : un excès de dépression donne lieu à des rentrées d'air par les fissures du terrain, le défaut inverse, c'est-à-dire une contrepression, donne lieu à une perte de grisou par les mêmes fissures.

La distance entre trous de sonde varie de 10 à 30 m, leur longueur de 40 à 100 m et leur diamètre est de 65 à 80 mm.

Un facteur essentiel de réussite est le scellement au terrain du tuyau en acier de 10 m de longueur environ, que l'on introduit dans une partie suralésée du trou. Ce scellement doit être étanche sous peine de donner lieu à des pertes de grisou ou à des rentrées d'air.

Un trou de sonde débite pendant plusieurs mois en général. Foré à quelques mètres du front, il ne donne d'abord qu'un débit assez faible. Celui-ci s'accroît à mesure que le front s'éloigne; il atteint son maximum pour une distance de quelques dizaines de mètres. Par la suite, il diminue et cesse généralement dès que la taille se trouve à 150 m. Toutefois, certains trous débitent encore alors que cette distance est de 300 m.

Dans les bassins sud surtout, l'existence dans le toit des couches, de bancs de grès parfois épais de plusieurs mètres, entrave les opérations. Le forage en est très difficile, ils sont perméables en grand et laissent fuir le grisou, le scellement au terrain du tube de captage est malaisé et enfin, la raideur de ces bancs est, semble-t-il, un obstacle à la détente progressive du terrain qui conditionne le dégazage.

### France.

Divers auditeurs signalent les essais et les réalisations françaises.

#### Siège Hirschbach (Sarre).

La première réalisation en date fut celle de la mine Hirschbach (Sarre) relatée par son auteur, M. Vidal, dans la Revue de l'Industrie Minière n° 539 - décembre 1948. Elle donna de remarquables résultats avec des moyens très simples. On n'employa même pas de sondeuse. Le Bulletin technique n° 6 d'Inichar l'expose brièvement comme suit :

« Lors de l'exécution des traçages dans la veine » 20 du faisceau des charbons gras, on constata » déjà l'apparition de grisou.

» Pour éviter que l'abondance du dégagement » de grisou ne limitât la production de ce quartier » qui devait être exploité suivant les méthodes amé- » ricaines, deux galeries de 300 mètres chacune ont » été creusées dans la veinette 19<sup>a</sup>, située au toit » de la couche, à une distance de 27 mètres.

» Une de ces galeries fut fermée par un serrement » en maçonnerie, traversé par une canalisation de » 150 mm de diamètre. On adopta un diamètre de » 150 mm parce que le chantier se trouvait à faible » distance des puits. La canalisation fut raccordée » à une pompe d'extraction de gaz, placée à la sur- » face. Cette pompe, fournie par une cokerie de la » Régie, était capable d'extraire 1.200 m<sup>3</sup>/heure.

» Le dépilage débuta en janvier 1948 et la tuyau- » terie commença à débiter en juin 1948, quand » les premiers dépilages de la couche 20 arrivèrent » sous l'extrémité de la galerie.

» Ce fut d'abord un mélange d'air et de grisou, » puis la teneur en méthane augmenta rapidement, » pour se maintenir dans la suite au voisinage de » 85 %. Chaque arrêt de la pompe de captage se » traduisait par une augmentation rapide de la » teneur en grisou au retour d'air du chantier en » exploitation.

» La quantité de gaz capté, à forte teneur en » CH<sub>4</sub> a varié de 15 à 18.000 m<sup>3</sup> par 24 heures ».

#### Siège n° 4 de Liévin (Houillères du Nord et du Pas-de-Calais).

Une technique assez voisine fut employée au siège n° 4 du Groupe de Liévin à partir de janvier 1950.

Une exploitation en partie rabattante dans la couche Dusouich donna lieu à un captage de grisou dans les vieux travaux de la veine Frédéric, située immédiatement au-dessus, à 12 m environ. Les travaux en question furent fermés par des barrages. Une conduite d'évacuation fut branchée sur l'un d'eux, amenée à la surface et raccordée à un extracteur.

La réalisation est relatée par son auteur M. G. Lalligier dans les « Documents techniques » n° 16, 1950 des Houillères des Bassins du Nord et du Pas-de-Calais.

Elle donna lieu à une production de 8.000 m<sup>3</sup> par jour de méthane pur, le mélange air-grisou arrivant à la surface, contenant 60 % de méthane. Dans ses conclusions, l'auteur s'exprime notamment comme suit :

« D'autres secteurs du siège n° 4 ou des sièges » n° 3 et 7 pourront, vraisemblablement, être sus- » ceptibles de dégazage; celui-ci, étant prévu, au » préalable, pourra s'effectuer dans des conditions » meilleures, en application d'une des deux mé- » thodes indiquées plus haut : traçage dans une » passade supérieure, ou sondages montants issus » des voies de l'exploitation.

» Toutefois, aussi longtemps que l'utilisation du » gaz n'aura pas été réalisée, le dégazage restera » une opération non compensée et coûteuse dont » l'emploi devra être réservé à des cas précis, bien » étudiés, où les questions de sécurité et de possi- » bilité de développement de l'exploitation se trou- » veront nettement posées.

» L'essai entrepris a montré d'une part que le » dégazage était possible à Liévin, en application » des principes de dégazage utilisés dans les autres » bassins et en confirmation des observations faites » au Groupe.

» Il montre de plus :

» 1) Qu'il est possible, en utilisant comme réseau » de dégazage, au-dessus des travaux en exploi- » tation, de vieux travaux suffisamment obturés;

» 2) Que l'étanchéité, si elle doit être forte, ne » doit pas nécessairement être totale; le déga- » zage peut fonctionner dans des conditions » normales tandis que la pression provenant du » dégagement de grisou excède la pression envi- » ronnante, c'est-à-dire pratiquement tant que » l'intérieur des barrages est en surpression par » rapport à l'extérieur.

» Il permet d'envisager, ayant été concluant, des » extensions.

» Ces extensions ne peuvent être envisagées de » façon systématique; elles dépendent en partie de » l'utilisation du gaz. »

#### Siège Saint-Charles (Houillères de Lorraine).

La technique employée consiste à partir d'un réseau existant au-dessus du panneau exploité et à faire des sondages descendants, atteignant la zone détendue et recueillant le grisou dégagé.

Par ce procédé, de nombreux chantiers (1) ont pu être poussés à allure normale, alors que les mêmes

(1) D'après la Note Technique n° 6/50 des Charbonnages de France.

chantiers ou des chantiers voisins avaient dû être ralenties ou arrêtés en raison de la teneur. Des teneurs de 1,3 % ont été amenées ainsi à moins de 0,8 ou 0,9 % (Tailles en veine 6, veine 8, veine Z, veine 12). La bowette 7 nord ayant rencontré des soufflards, et des teneurs de 1,5 % interdisant le tir, a pu être reprise par deux fois grâce aux sondages.

Les sondages de dégazage des panneaux sont faits en général à partir d'artères voisines. On maintient en principe dans les trous une légère surpression de 2 mm d'eau, quoique pour activer, dans certains cas, on a utilisé des dépressions allant jusqu'à 30 mm.

Surpresseurs au fond aspirant à - 170 mm et refoulant à + 160 mm. La teneur en oxygène dépasse rarement 2 %. La teneur en méthane est supérieure à 90 % et va jusqu'à 94 %.

On débite près de 30 m<sup>3</sup> de gaz par minute, soit 36.000 m<sup>3</sup>, ou plus de 1 million de mètres cubes par mois.

On prépare une installation de compression du gaz pour utilisation par des camions.

#### Siège Sainte-Fontaine (Houillères de Lorraine).

Ce siège donne lieu aux mêmes observations qu'à Saint-Charles: c'est-à-dire que le dégazage a permis la marche normale d'un chantier important (700 t par jour), alors que dans le panneau voisin et les veines voisines, il avait fallu arrêter ou réduire considérablement les chantiers. On opère par trous de sonde faits dans le toit à partir de la voie de tête à 15° sur la verticale de façon à ne pas forer dans les zones disloquées par le foudroyage.

On règle en général les passées de façon à avoir les trous en dépression de 1 mm. Le gaz ne dépasse pas en général 80 % de méthane pur.

On extrait plus de 1.000 m<sup>3</sup> de gaz par heure, soit 25.000 m<sup>3</sup> par jour. Ce volume correspond à 6 m<sup>3</sup> de gaz par tonne extraite, alors que le dégazement total du siège est de 30 m<sup>3</sup>, y compris le dégazage. On tire donc par le tuyau 20 % du grisou total, et on le tire d'un seul étage. On doit très prochainement mettre en service un deuxième extracteur qui augmentera le débit. On envisage ici aussi l'utilisation sous forme de gaz comprimé.

#### Grande-Bretagne.

Une mission d'ingénieurs britanniques délégués par le Ministry of Fuel and Power et par le National Coal Board a visité les installations de captage d'Allemagne, de Belgique et de la Sarre, en mai 1950. Elle a été pilotée en Belgique par Inichar.

Des essais ont été immédiatement entrepris à la « Haig Colliery », Whitehaven (Cumberland). Un trou de sondage de 40 m de longueur et 3 pouces de diamètre a été foré dans le toit à partir d'une voie de retour d'air d'une taille, à 50 m en arrière de celle-ci, dans la couche Bannock Band Seam. Le trou débite régulièrement par jour 3.000 m<sup>3</sup> de grisou à 85-90 % de méthane. Le chantier est grisouteux. Avant sondages, le débit en grisou était d'environ 100 m<sup>3</sup> par tonne de houille produite.

D'autres essais sont prévus dans trois autres mines appartenant à divers districts.

\* \* \*

Il résulte de ces exposés que le captage du grisou se développe rapidement, spécialement en Allemagne et en Belgique. C'est dans ce dernier pays que l'utilisation du grisou est la plus poussée. Des canalisations spéciales ont été établies à cet effet et ce réseau est en voie de développement.

## TROISIEME PARTIE

### LES FEUX ET LES INCENDIES SOUTERRAINS

par M. GUERIN,

Inspecteur général des mines,  
Chargé du Cours de Prévention des Accidents Miniers,  
à l'Université de Liège.

La dernière journée de la Sixième Conférence Internationale des Directeurs des Stations d'Essais sur la sécurité a été consacrée à la lutte contre les feux et les incendies souterrains.

Rappelons que, suivant la terminologie la plus généralement adoptée dans les pays de langue française, on appelle « feu », tout échauffement résultant de la combustion spontanée de la substance

minérale, et on réserve le mot « incendie » à la combustion, généralement vive, de toute substance minérale ou autre, provoquée par des causes diverses. (A ces mots « feu » et « incendie », correspondent dans les mémoires anglais, respectivement les termes « heating » et « fire ».)

Au cours de cette journée, on a entendu successivement l'exposé des trois mémoires ci-après :

## MASSNAHMEN ZUR HERABSETZUNG DER BRANDGEFAHR HOLZERNEN GRUBENAUSBAU

von Director Dipl.-Ing. Konrad KLINGER.

(Mesures propres à diminuer le danger d'incendie des soutènements en bois.)

par Konrad KLINGER,  
Ingénieur diplômé.)

Bien que le bois ne puisse jamais être rendu complètement incombustible, les essais de la mine expérimentale Tremonia, à Dortmund, ont montré que certaines mesures peuvent rendre très difficile la naissance d'un incendie de boisage ou au moins en diminuer la violence, quand il a débuté, de telle sorte qu'il puisse être éteint assez facilement.

C'est pourquoi le but des essais rapportés ne pouvait être que de déterminer les limites de l'efficacité de telles mesures.

L'auteur rappelle d'abord que, d'après les essais faits en 1934 par son prédécesseur Schultze-Rhonhof, c'est l'épaisseur du bois qui a la plus forte influence sur la tendance à l'inflammabilité et sur la marche des incendies; il caractérise ce facteur par la surface spécifique  $4/d$  (en  $\text{dm}^{-1}$ ), quotient de la surface périphérique d'un étauçon cylindrique (bases négligées) en  $\text{dm}^2$  par le volume en litres: la perte en % de poids de l'étauçon soumis à l'action d'un feu violent est, pour un temps déterminé, sensiblement proportionnelle à sa surface spécifique.

D'autres essais ont montré:

qu'un étauçon de gros diamètre est difficile à enflammer lorsque sa surface est parfaitement lisse, mais qu'il s'enflamme aisément si le bois est fissuré pour une cause quelconque;

que dans une maçonnerie de blocs de bois d'environ 0,50 m de longueur et de béton, la propagation du feu ne se fait que lentement et difficilement, malgré la grande violence du foyer;

qu'avec un soutènement en cadres métalliques, l'incendie se propage plus rapidement avec un garnissage de queues minces qu'avec un garnissage de rondins.

Il résulte de ces expériences qu'on peut réduire le danger d'incendie en supprimant les éléments à grande surface spécifique, tels que les fascines de garnissage, etc...

Les nouveaux essais à la galerie d'incendie de la mine expérimentale ont porté sur l'efficacité des procédés d'ignifugeage.

Dans la première série d'essais, la galerie expérimentale était pourvue de cadres en fer avec garnissage épais en bois.

Avec le procédé de pulvérisation, les bois de garnissage reçoivent, après mise en place, une double pulvérisation de produits commerciaux. L'essai montre que les bois traités entrent plus lentement en combustion et qu'ils continuent à brûler plus lentement, mais que finalement tout le garnissage est brûlé.

Ensuite, avec le procédé d'immersion, dans lequel les bois sont plongés pendant plusieurs heures dans la solution protectrice, on obtient des bois dont la combustion se fait plus lentement.

Enfin, avec l'imprégnation des bois soumis successivement au vide et à la pression, la solution étant une fois à 4 % et une fois à 6 %, un incendie relativement faible s'éteint rapidement.

Comment se comporte l'imprégnation lorsque toute une série de cadres et de garnissages en bois sont en feu?

Pour élucider cette question, on a exécuté deux autres séries d'essais à grande échelle dans la galerie d'incendie, pourvue de cadres en bois avec garnissage en bois. Dans la deuxième série, on provoquait un incendie violent dans les cinq premiers cadres non protégés; les dix cadres suivants n'étaient pas protégés dans un premier essai, fait à titre de comparaison avec l'essai suivant, et, dans un deuxième essai, ils étaient ignifugés par imprégnation avec une solution à 4 %, ou à 6 %, ou à 8 %; en outre, quelques éléments (montants ou chapeaux) étaient pliés ou écrasés.

Dans le premier essai, vingt minutes après l'allumage, le soutènement est en flammes claires, sur toute sa longueur.

Dans le deuxième essai, parmi les étauçons non pliés, seuls ceux imprégnés avec la solution à 4 % sont partiellement consumés; les bois pliés et imprégnés avec la solution à 4 % ou à 8 % sont consumés en grande partie, probablement par propagation de la combustion au point de pliage.

Dans la troisième série d'essais en grand, on a déterminé les chiffres et signes caractéristiques de la combustibilité, en observant avec soin le développement des flammes, les températures en différents points, les profondeurs de pénétration de la combustion, les diminutions de périmètre et les pertes de poids des bois.

Dans cette série, le nombre de cadres non protégés était réduit à 4, mais leur garnissage était augmenté en vue de lancer plus vite le feu.

Dans cette troisième série, l'influence du pourcentage de la concentration sur la résistance à la combustion est confirmée nettement, de même que l'influence des points de cassure des bois sur la perte de bois par combustion.

La conclusion générale de ces essais est qu'aux points particulièrement menacés d'incendie et pourvus d'un soutènement ou d'un garnissage en bois, il est recommandable de traiter les bois de mines par des produits ignifuges.

Le procédé de pulvérisation a l'avantage de pouvoir être employé après mise en place des bois; mais en général, on devra préférer un procédé plus efficace et alors le choix de la concentration de la solution d'imprégnation variera selon qu'on doit protéger tout le soutènement d'une fosse, ou une partie de quartier, ou simplement des points particulièrement exposés au danger d'incendie.

Enfin, l'auteur donne un aperçu du prix de revient par mètre de galerie des trois procédés d'ignifugeage : 0,78 à 1,41 RM avec le procédé par pulvérisation, 1,59 R.M. avec le procédé par imprégnation dans une solution à 2 % et 3,06 RM avec une solution à 8 %.

Il reste encore à étudier l'action, favorable ou

défavorable à la pourriture des bois, des produits ignifuges.

L'auteur n'indique pas la nature des matériaux de pulvérisation ou d'imprégnation, utilisés au cours de ses essais.

\* \* \*

### TESTS ON THE CONTROL OF COAL-MINE FIRES IN THE EXPERIMENTAL COAL MINE

by John NAGY, Irving HARTMANN and H.C. HOWARTH.

(Essais de contrôle des incendies de mine dans la mine expérimentale,  
par John NAGY, Physicien; Irving HARTMANN, Physicien-inspecteur  
et H.C. HOWARTH, Ingénieur des Mines.)

Le Bureau of Mines des Etats-Unis a procédé dans sa mine expérimentale à des essais en vue d'étudier quelques-uns des facteurs qui interviennent dans la lutte contre les feux des mines de charbon et en vue d'obtenir des renseignements sur l'efficacité des différents types d'agents d'extinction.

On a procédé à 55 essais dans une galerie bétonnée à grande section, dont les parois étaient protégées par une couche d'argile ou par un garnissage de blocs de mâchefers. Le feu était préparé sur une longueur de 6 m :

- soit au sol seul, par une couche de charbon de 25 cm d'épaisseur et de 2 m de largeur;
- soit en outre aux parois, par deux murs verticaux de 25 cm d'épaisseur et de 1 m 22 de hauteur, en blocs de charbon pris dans un mortier de charbon et de ciment;
- soit en outre au toit, par un toit cintré de charbon, laissant une section libre d'environ 1,86 m<sup>2</sup>; dans ce dernier cas, la quantité totale de charbon dépassait 9 tonnes.

Le feu était allumé à l'aide de papier arrosé de pétrole et d'huiles lourdes de graissage; trois heures après l'inflammation, on piquait le feu pour obtenir une combustion rapide et uniforme et il s'écoulait en moyenne 5 heures entre la naissance du feu et le début de l'attaque du foyer.

La ventilation était facilement réglable entre les débits de 280 et 500 m<sup>3</sup> par minute et elle pouvait être renversée.

Outre la nature et le mode d'application de l'agent d'extinction, les facteurs étudiés ont été :

- la durée de la combustion avant l'attaque : dans les circonstances favorables, un feu se développe très rapidement et peut s'étendre sur une surface considérable s'il n'est pas maîtrisé rapidement;
- la façon d'aborder le feu par rapport à la direction du courant d'air : l'attaque dans l'arrivée d'air frais est très avantageuse; l'attaque dans le retour d'air est souvent impossible, les masques utilisés contre les gaz nocifs et les fumées n'étant d'aucune protection contre la chaleur intense qui y règne;
- la température du siège du feu et de l'atmosphère : les températures maxima relevées au moment de commencer le travail d'extinction ont été de

1,515° C dans le lit de feu et 982° C dans l'air au-dessus du foyer; à 3 m au delà du feu, on a noté 400° C à mi-hauteur de la galerie;

la composition de l'atmosphère : les analyses d'échantillons de gaz prélevés du côté du retour d'air ont montré des pourcentages relativement élevés en gaz toxiques et inflammables, mais elles n'ont jamais révélé la formation d'un mélange explosible d'air et de gaz inflammables.

En ce qui concerne l'efficacité des différents types d'agents d'extinction, douze agents différents ont été essayés : les liquides ont été l'eau, l'eau additionnée de produits mouillants, une solution de carbonate de soude acide, de la mousse chimique, de la mousse d'air, un mélange d'eau et de chaux et un composé breveté; les solides ont été de la poussière calcaire sèche, du calcaire humecté d'eau, un mélange de calcaire et de poussière de charbon, du sable et du bicarbonate de soude. L'action extinctrice de la plupart des agents liquides dépend principalement de leur effet de refroidissement, tandis que la fonction principale des matières solides est d'éliminer l'air et d'étouffer le feu.

Les extincteurs liquides étaient placés dans un wagon réservoir et projetés sous une pression d'air comprimé par des lances de modèles différents ou bien déversés à l'aide de seaux. Les extincteurs secs étaient amenés dans des wagons de mine et appliqués avec des pelles ou soufflés au moyen d'une machine à schistifler.

Au point de vue de la quantité d'extincteurs nécessaire, l'eau ordinaire et l'eau additionnée d'un agent mouillant ont été les plus efficaces des liquides essayés (à noter que le petit nombre d'essais avec des agents mouillants ne permet pas de tirer des conclusions générales), le jet plein ayant été plus efficace qu'une pluie ou un brouillard, et le bicarbonate de soude a été le meilleur des solides; la mousse chimique a été efficace pour les feux du sol, mais beaucoup moins pour ceux du sol et des parois.

L'eau est la moins chère de toutes les matières utilisées et le sable le moins cher de tous les corps solides essayés.

D'autre part, les feux ont été maîtrisés plus rapidement et au prix d'un travail moins pénible au

moyen des agents liquides sous pression (eau, eau avec agent mouillant et mousse chimique) que quand on projetait des agents solides; en outre, la lance utilisée avec des liquides sous pression permet d'attaquer le feu de plus loin, d'un point où l'ouvrier est moins exposé à la chaleur.

Ensuite, ce sont les agents solides et secs qui dégagent le moins de vapeur.

Enfin, ce sont les matières sèches jetées à la pelle qui demandent le moins de matériel.

\* \* \*

## THE INTERPRETATION OF SAMPLES FROM BEHIND STOPPINGS WITH A VIEW TO RE-OPENING, BASED ON A STUDY OF THE COMPOSITION OF THE ATMOSPHERE IN WASTES AND IN SEALED-OFF DISTRICTS

by H.L. WILLETT,

Head of Mining Research and Safety Departments North-Eastern Division,  
National Coal Board.

*(L'interprétation des échantillons pris derrière les barrages en vue de la réouverture.  
interprétation basée sur une étude de l'atmosphère dans les remblais  
et dans les quartiers barrés.*

par H.L. WILLETT.)

### Introduction.

Avant de rouvrir un quartier qui a été condamné (ou barré, ou muré) en raison de feu ou d'incendie, c'est une nécessité vitale de s'assurer qu'il règne des conditions de sécurité dans le quartier en cause. Le but de ce mémoire est de passer en revue les méthodes généralement admises dans l'interprétation des conditions régnant dans les quartiers condamnés et d'indiquer en outre les résultats de recherches pratiques qui jettent une lumière nouvelle sur cette importante question.

La valeur de l'égalisation des pressions d'aérage sur les barrages en vue d'éviter l'écoulement de l'air à travers le quartier muré est aujourd'hui bien connue et cette mesure est généralement adoptée lorsque les conditions du fond le permettent. Si l'on a réalisé cette disposition et si l'on a placé une tuyauterie s'étendant à une distance convenable au delà du barrage, les échantillons de l'atmosphère prélevés à la sortie de la tuyauterie peuvent servir à donner une indication réelle des conditions régnant dans le quartier condamné. Il faut toutefois éliminer les échantillons prélevés pendant une période d'augmentation de la pression barométrique et tenir compte des effets perturbateurs provenant des endroits éloignés du foyer d'incendie dans les quartiers murés de grande étendue.

Grâce aux travaux de Haldane et de Ivon Graham, il est possible de doser avec précision les teneurs en anhydride carbonique, gaz combustibles totaux, oxygène et azote résiduel de ces échantillons et de déterminer la proportion d'oxyde de carbone dans les gaz combustibles avec une précision de quelques millièmes; on peut donc tracer le graphique (ou diagramme) des variations des gaz constitutifs de l'atmosphère des quartiers murés en vue de leur interprétation.

En appliquant la méthode d'interprétation rapide des analyses d'échantillons, exposée par le Dr. Co-

ward, au point de vue de l'explosibilité de l'atmosphère existant derrière les barrages, en elle-même ou après dilution par l'air pur, on peut savoir d'une part, si, dans les premiers jours qui suivent l'isolement d'un district, on peut autoriser des ouvriers à travailler dans le voisinage de ce district et d'autre part, si, avant d'abattre les barrages, on peut permettre aux équipes de secours d'explorer le district condamné. Mais le point le plus important, avant de faire circuler l'air pur dans le quartier condamné, est de s'assurer que le feu ou l'incendie est éteint.

En 1920, Ivon Graham a montré que le rapport CO dégagé/O<sup>2</sup> absorbé (ou O<sup>2</sup> manquant) variait avec la température d'oxydation du charbon et aussi avec la durée de l'oxydation; il a suggéré d'appliquer ce principe à la détection des échauffements ou feux. Cette méthode s'est révélée d'une très grande valeur pour l'industrie minière et on lui doit la détection, à leur début, de nombreux échauffements.

Dans la suite, ce principe a été également appliqué au comportement de l'oxyde de carbone après sa production et est devenu, de façon un peu accidentelle, d'après l'auteur, un critère général de l'état d'un feu ou d'un incendie après murage du quartier.

Depuis 1937, l'auteur a étudié l'évolution de l'atmosphère de nombreux quartiers murés à la suite de feu ou d'incendie jusqu'à la réouverture de ces quartiers et il a rencontré quelques cas où le critère de Graham, généralement admis, de l'extinction d'un feu ou de la cessation d'un incendie n'était pas correct.

Dans le présent mémoire, l'auteur expose ses réflexions sur l'ensemble du problème de la disparition de l'oxyde de carbone dans les quartiers murés et ses recherches pour découvrir un critère d'extinction de caractère général en remplacement de celui basé sur la disparition du CO.

### Composition de l'atmosphère dans les remblais et dans les quartiers murés.

Le mémoire donne, en tableaux et en diagrammes, d'abord trois exemples des changements de composition de l'atmosphère dans des quartiers murés, où l'oxyde de carbone a disparu au bout d'un certain temps; il donne ensuite deux exemples relatifs à des quartiers murés, où l'oxyde de carbone n'a pas disparu.

En vue de rechercher la cause de ces différences, il a été décidé d'étudier les variations de la composition de l'atmosphère des remblais.

Dans ce but, des recherches ont été entreprises, dans des couches sujettes à combustion spontanée et dans d'autres qui, dans les conditions normales, n'y sont pas sujettes et notamment dans les deux couches, où à la suite d'échauffements dans des conditions anormales, l'oxyde de carbone n'était pas disparu dans les quartiers murés.

Pour chacune des recherches, un tuyau était inséré dans le massif de remblais, nouvellement établi le long de la voie de roulage, depuis la voie jusqu'au premier vide entre les dames de remblais. Le tuyau était fermé par une vanne dans la voie et permettait de prélever des échantillons de l'atmosphère des remblais, dont on faisait l'analyse en anhydride carbonique, gaz combustibles, oxygène et oxyde de carbone. La durée des recherches a varié de 185 à 895 jours et l'avancement réalisé en avant du tuyau pendant ces recherches a varié de 80 à 410 mètres.

Dans de nombreux cas, un deuxième tuyau avec un thermomètre à maximum a permis de relever les températures dans les remblais.

Les résultats de ces recherches sont reportés dans onze tableaux et dans onze diagrammes. Dans ces tableaux, on trouve non seulement les pourcentages en  $\text{CO}^2$ ,  $\text{O}^2$ , gaz combustibles,  $\text{N}^2$  résiduel et  $\text{CO}$  (déjà compris dans les gaz combustibles), mais également les pourcentages de blackdamp (gaz inertes, c'est-à-dire  $\text{CO}^2$  et  $\text{N}^2$  en excès) et d'oxygène absorbé, les rapports  $\text{CO}/\text{O}^2$  absorbé et  $\text{CO}^2/\text{O}^2$  absorbé, ainsi que les rapports  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$  et  $\text{CO}^2/(\text{blackdamp} + \text{gaz combustibles})$  (1).

C'est cette masse impressionnante de résultats que l'auteur commente dans les rubriques suivantes.

#### Interprétation basée sur la teneur en oxyde de carbone.

Il rappelle d'abord les expériences de laboratoire faites en 1953 par Haldane et Makgill sur la disparition de l'oxyde de carbone en présence de charbon humidifié et d'air ou d'oxygène, à la température de 40° C; cependant Wheeler a constaté qu'à 100° C, en atmosphère sèche ou saturée, il n'y avait pas d'oxydation de l'oxyde de carbone.

(1) Il convient de remarquer que  $\text{CO}^2 + \text{O}^2 + \text{gaz combustibles} + \text{N}^2 = 100$ , que le pourcentage de blackdamp est égal à  $\% \text{CO}^2 + \% \text{N}^2 - 5,777 \% \text{O}^2$  et que le pourcentage de  $\text{O}^2$  absorbé est égal à  $\% \text{N}^2/5,777 - \% \text{O}^2$ .

En 1942, l'auteur a signalé que dans la couche Barnsley, sujette à échauffement, l'élévation de température dans les remblais était parallèle à la production et à la disparition de l'oxyde de carbone, que l'augmentation de la température avait lieu en même temps que l'augmentation de la teneur en  $\text{CO}$  et que la température maximum relevée était atteinte au même moment que la teneur maximum en  $\text{CO}$ , laquelle teneur maximum ne dépassait pas 0,1 %. Les nouveaux essais, mentionnés dans le mémoire, confirment ces conclusions.

Ultérieurement, dans des couches où il ne se produit pas de combustion spontanée, il a constaté qu'il n'existe pas la même relation entre l'élévation de température et l'augmentation de la teneur en  $\text{CO}$  (la teneur maximum a été de 0,110 %); en outre, il a noté que l'oxyde de carbone, une fois formé, ne disparaît pas immédiatement dans ces couches. Ce dernier fait est de la plus haute importance pour l'interprétation des conditions régnant dans un quartier muré de couches qui ne sont pas normalement sujettes à combustion spontanée ou qui sont entièrement exemptes de ce risque. Si un quartier ouvert dans une de ces couches doit être muré à la suite d'un incendie par des frottements d'appareils mécaniques, la persistance de l'oxyde de carbone et, par suite, d'un rapport élevé  $\text{CO}/\text{O}^2$  manquant ne sera plus une raison suffisante pour tenir ce quartier muré indéfiniment.

#### Interprétation basée sur l'anhydride carbonique.

Ivon Graham a étudié longuement la corrélation entre la température d'oxydation du charbon et d'autres matériaux avec le rapport  $\text{CO}^2$  produit sur  $\text{O}^2$  absorbé; une partie de ces travaux a été publiée en 1918, mais en 1924, en collaboration avec Storow, il a décrit l'application pratique de cette méthode à la détection de feux de remblais ou de vieux travaux; cependant cette méthode de détection n'est pas beaucoup utilisée, à cause du succès obtenu par l'emploi du rapport  $\text{CO}/\text{O}^2$  absorbé et à cause des grandes variations du  $\text{CO}^2$  produit dans des conditions normales.

Le rapport  $\text{CO}^2$  produit/ $\text{O}^2$  absorbé est à peu près proportionnel au rapport  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$  (ou gaz inertes).

Étant à la recherche d'un autre critère d'extinction du feu ou de l'incendie, l'auteur a réalisé une première tentative dans ce sens, en étudiant l'allure du rapport  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$ .

Si l'on considère les limites supérieure et inférieure de ce rapport, on constate qu'il se produit de nombreux cas de variations tellement importantes qu'il n'est pas possible de le considérer comme un critère de grande valeur des conditions normales ou anormales régnant dans les zones barrées, quelles que soient les circonstances.

On a cependant constaté, dans les remblais et dans des conditions normales, que le pourcentage de gaz combustibles et le rapport  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$  variaient simultanément. Dans l'un des exemples, il s'est produit une augmentation brutale de 50 %, bien que les conditions fussent normales. L'examen des analyses des échantillons de ces remblais a

montré que cette augmentation a coïncidé avec une émission soudaine de grisou.

Après avoir examiné avec soin les analyses de tous les échantillons prélevés dans un grand nombre de remblais et dans des conditions normales, il est apparu tout à fait évident qu'une petite quantité de gaz carbonique avait été cédée par les couches en même temps que les gaz combustibles.

Cette découverte importante explique que le rapport  $\text{CO}_2$  produit sur  $\text{O}_2$  absorbé ne peut, sans avoir au préalable soustrait le  $\text{CO}_2$  dégagé avec les gaz combustibles, du total de  $\text{CO}_2$  existant, donner une indication réelle de l'état du quartier muré.

Comme l'examen des échantillons pris dans les quartiers barrés montre qu'il n'est pas possible de séparer le  $\text{CO}_2$  produit par oxydation de celui dégagé par les couches en même temps que le gaz combustible, on a calculé le rapport du pourcentage de  $\text{CO}_2$  au pourcentage de la somme du blackdamp et des gaz combustibles.

L'auteur commente ensuite les diagrammes donnant, en fonction du temps, les variations du rapport  $\text{CO}_2$  produit sur blackdamp, du pourcentage de gaz combustibles et du rapport  $\text{CO}_2$  produit sur la somme blackdamp et gaz combustibles; douze diagrammes se rapportent à l'atmosphère régnant dans des remblais et quatre à l'atmosphère régnant dans des quartiers murés, dont deux où  $\text{CO}$  n'a pas disparu.

Il en résulte que les tendances du rapport :

$$\frac{\% \text{CO}_2 \text{ produit}}{\% \text{blackdamp} + \% \text{gaz combustibles}}$$

constituent un guide des plus utile en ce qui concerne les conditions de l'atmosphère des remblais ou des quartiers murés :

dans les remblais, s'il ne se produit ni échauffement, ni incendie, l'oxydation normale provoque l'augmentation de la valeur de ce rapport jusqu'à une valeur raisonnablement stable;

dans un quartier muré à la suite d'un feu ou d'un incendie, la valeur de ce rapport augmente très rapidement, (quelquefois après une chute initiale); même dans les couches où l'oxyde de carbone est en cours de disparition, l'augmentation du rapport continue, mais de moins en moins rapidement, jusqu'à ce qu'elle atteigne une valeur raisonnablement stable, à moins qu'elle ne tombe par suite de dilution par le blackdamp provenant de l'oxydation normale.

#### Teneur en oxygène derrière les barrages.

L'étude des tableaux d'analyses et des diagrammes montre l'influence de la nature de la couche qui est ou non sujette à combustion spontanée et l'influence de l'émission du grisou; la teneur finale en  $\text{O}_2$  dépend en outre des caractéristiques propres à chaque feu ou à chaque incendie; elle a varié, dans ces exemples, de 1 % à 12,4 %.

Ces exemples suffisent à démontrer qu'une teneur élevée en  $\text{O}_2$  dans un quartier barré n'est pas nécessairement l'indice qu'il existe des infiltrations.

Il est absolument essentiel dans tous les cas de réduire la teneur en  $\text{O}_2$  au minimum, en égalisant les pressions d'aéragé au droit de tous les barrages le plus tôt possible après l'exécution de la fermeture.

#### Temps nécessaire au refroidissement.

Après avoir constaté d'après les analyses des échantillons prélevés derrière les barrages d'un quartier muré que le feu ou l'incendie est éteint, il est nécessaire, avant de rouvrir, de voir s'il s'est écoulé assez de temps pour permettre aux matériaux qui ont été soumis au feu de se refroidir assez pour éviter que le feu ne se ranime lors de l'introduction d'air.

Même si tous les éléments connus indiquent que les matériaux échauffés ont eu le temps de se refroidir, il est désirable de procéder à une recherche plus poussée : soit en envoyant une équipe de secours à l'emplacement du feu ou de l'incendie, pour prélever des échantillons ou relever des températures; soit en faisant passer une petite quantité d'air par le quartier et en analysant les échantillons prélevés au retour d'air pendant une période d'au moins 24 heures.

L'auteur cite dix réouvertures de quartiers murés qu'il a pu suivre personnellement : la durée de la fermeture a varié de 4 à 21 semaines, dans les incendies dus à des frottements, et de 1 5/4 à 6 ans, dans les cas de combustions spontanées; cependant, il cite un cas de combustion spontanée, avec une fermeture qui n'a duré que 30 semaines, et pendant lequel l'équipe de secours a pu isoler la zone échauffée après refroidissement par un nouveau barrage.

#### Conclusions.

Le grand intérêt du sujet nous porte à reproduire textuellement les dix conclusions de l'auteur :

1) A condition que l'on égalise les pressions d'aéragé au droit des barrages d'un quartier condamné et que l'on fasse bien attention aux effets possibles sur les échantillons des variations de pression barométrique, les analyses des échantillons prélevés derrière les barrages peuvent être interprétées de façon à montrer s'il existe encore un feu ou un incendie dans le quartier muré.

2) Dans certaines couches, l'oxyde de carbone produit par le feu ou l'incendie disparaît dans un quartier muré lorsque le feu ou l'incendie cesse.

Dans de tels cas l'indication la plus valable de l'état du feu ou de l'incendie est le rapport de Graham  $\text{CO}/\text{O}_2$  absorbé. Si le feu ou l'incendie cesse, le rapport tombera à la valeur normale pour la couche, ou même en dessous.

3) Dans d'autres couches, l'oxyde de carbone produit par l'oxydation normale dans les vieux travaux ou remblais ne disparaît pas. S'il se produit dans ces couches un feu ou un incendie et que le quartier soit muré, l'oxyde de carbone produit ne disparaît pas du tout ou bien sa teneur descend très lentement, même si les autres éléments de l'analyse montrent le retour à des conditions normales.

Dans de tels cas, le rapport  $\text{CO}/\text{O}^2$  absorbé n'est pas un indice valable de l'état du feu ou de l'incendie dans le quartier condamné.

4) Dans les remblais normaux, pourvu que l'émission de gaz combustibles soit très faible, le rapport  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$  (ou gaz délétères) augmente avec le temps, mais à une vitesse graduellement décroissante, jusqu'à se stabiliser éventuellement à une valeur maximum.

5) Dans les remblais normaux où le gisement émet une quantité appréciable de gaz combustibles, on a montré que les variations du rapport  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$  coïncidaient avec les fluctuations du pourcentage de gaz combustibles. Cela indique qu'une partie seulement du pourcentage de  $\text{CO}^2$  — tel qu'il est déterminé par l'analyse de l'échantillon — provient de l'oxydation, le reste ayant été émis par le gisement parallèlement avec les gaz combustibles. Pour cette raison, ni le rapport  $\text{CO}^2/\text{blackdamp}$  ni la valeur plus courante du rapport  $\text{CO}^2$  produit/ $\text{O}^2$  absorbé, ne peuvent être considérés dans tous les cas, comme un critère de l'extinction d'un feu ou d'un incendie, dans un quartier muré.

6) Si l'on considère cependant le rapport pourcentage de  $\text{CO}^2$  produit au pourcentage de la somme du blackdamp et des gaz combustibles, on a trouvé dans les conditions normales, dans les remblais, que, même s'il y a de grandes variations dans le pourcentage de gaz combustibles, la valeur obtenue pour ce rapport augmentait avec le temps, mais à une vitesse graduellement décroissante, jusqu'à devenir raisonnablement stable au voisinage d'un maximum. Les valeurs réelles varient suivant les couches, en raison de l'importance de la production de  $\text{CO}^2$  due à l'oxydation normale.

7) Lorsqu'un quartier a été muré à la suite d'un feu ou d'un incendie, la valeur du rapport  $\text{CO}^2$  produit/somme du blackdamp et des gaz combustibles augmente brusquement (quelquefois après une chute initiale), suivant l'importance et l'étendue du feu ou de l'incendie. Même après l'extinction du feu ou de l'incendie, l'augmentation de la valeur du rapport peut continuer, mais à une vitesse graduellement décroissante, jusqu'à ce qu'elle devienne raisonnablement stable ou qu'elle tombe à la suite de la dilution par le blackdamp provenant de l'oxydation normale.

8) On a montré que l'allure de la valeur du rapport  $\text{CO}^2$  produit sur la somme du blackdamp et des gaz combustibles convient dans le cas de couches qui sont incapables d'absorber l'oxyde de carbone produit au préalable, en fournissant une base d'interprétation des conditions régnant dans un quartier muré, remplaçant la base usuelle du rapport  $\text{CO}/\text{O}^2$  absorbé, qui ne s'applique pas dans de telles circonstances. De même ce rapport peut être utilisé conjointement au rapport  $\text{CO}/\text{O}^2$  manquant même dans les couches où l'oxyde de carbone disparaît rapidement dans les conditions normales.

9) Une teneur élevée en oxygène n'est pas nécessairement ou uniquement l'indice d'infiltrations d'air car la vitesse et la valeur de la réduction de la teneur en oxygène dépendent :

- 1) de l'ampleur et de l'étendue du feu ou de l'incendie;
- 2) de la nature et de l'état du gisement exposé au feu, à front et dans les galeries;
- 3) de l'âge des galeries;
- 4) de la quantité de bois dans le quartier;
- 5) de la vitesse d'émission des gaz combustibles;
- 6) de l'étendue des quartiers murés.

10) Après que les échantillons prélevés derrière les barrages ont démontré l'extinction du feu ou de l'incendie, il est nécessaire de prêter la plus grande attention à la question du temps nécessaire au refroidissement. Cela s'applique tout particulièrement aux quartiers des charbonnages profonds, qui ont été murés à la suite de combustion spontanée et où la vitesse de refroidissement est retardée à cause de la température normalement élevée du gisement. Dans de tels cas, il est désirable, soit de faire examiner soigneusement la zone échauffée par une équipe de secours, soit de l'isoler par la construction de nouveaux barrages à des emplacements convenables avant de faire passer de l'air pur par le quartier à rouvrir.

Dans le cas de quartiers murés en raison d'incendies dus à des convoyeurs ou de tous autres incendies dus au frottement, tout dépend en grande partie de l'étendue de l'incendie et des matériaux qui y sont soumis. Cependant, en règle générale, on peut rouvrir en toute sûreté ces quartiers bien plus tôt que ceux murés en raison d'une combustion spontanée. On a enregistré de nombreux cas où de tels quartiers ont été rouverts avec succès après n'avoir été condamnés que quelques semaines, même dans des charbonnages profonds.

\* \* \*

Tous les exploitants de nos charbonnages prendront connaissance avec le plus vif intérêt des renseignements que leur apportent ces trois mémoires.

En ce qui concerne le mémoire de M. Klinger sur l'efficacité de l'ignifugeage des bois, il convient de rappeler, que malgré la substitution de plus en plus étendue du fer au bois, l'obligation d'utiliser des soutènements ou revêtements élastiques dans les galeries à grande profondeur de nos bassins du Sud et dans les galeries à fortes poussées du bassin de la Campine, force à recourir au bois comme garnissage des cadres métalliques, comme piliers de base des cadres Moll, comme planchettes des joints des claveaux en béton, etc. L'expérience ayant montré qu'un incendie pouvait se propager par les planchettes des claveaux au soutènement provisoire situé derrière les claveaux sur une assez grande longueur, on a prescrit la suppression de ces planchettes et de tout bois dans les endroits où existe un danger spécial d'incendie, par exemple dans les salles des moteurs électriques ou d'appareils électriques. L'utilisation de planchettes et de rondins ignifugés ne pourrait-elle pas faire porter cette prescription ?

Au sujet du mémoire de MM. Nagy, Hartmann et Howarth, sur les différents agents d'extinction

des incendies, tout en appréciant hautement la valeur des résultats fournis par ces essais, on ne peut étendre toutes les conclusions aux feux causés par des combustions spontanées; dans ce cas, si l'on peut recourir à de grands volumes d'eau pour refroidir la masse échauffée et empêcher l'extension du feu, il convient d'achever par un embouage avec des matières solides pour boucher les fissures du massif en feu et éviter que le feu ne se ranime au premier courant d'air pur qui reviendra sur le dit massif.

Quant au mémoire de M. Willett, qui nous révèle le fruit de 15 années de recherches et d'observations sur bon nombre de feux et d'incendies, on ne sait ce qu'il faut admirer le plus, de la ténacité

de l'auteur ou de sa perspicacité à déduire des critères généraux de l'extinction d'un feu ou d'un incendie dans un quartier barré, critères qui rendront les plus grands services à nos exploitants. A propos de la construction de nouveaux barrages plus proches de la zone échauffée par des équipes de secours, après extinction, on préférera souvent dans nos gisements, dont l'exploitation exige d'importants travaux en roches stériles, préparer l'exploitation d'une couche sujette à combustion spontanée, en prévoyant dès le début la possibilité d'un échauffement (c'est-à-dire en fixant dès le début l'emplacement des barrages éventuels) de manière à réduire au minimum l'importance des massifs à abandonner définitivement en cas d'échauffement.



# La géographie mondiale du pétrole

d'après un récent ouvrage américain,

par Alexandre DELMER,

Professeur émérite à l'Université de Liège.

De nombreux livres et revues sont publiés chaque année sur le pétrole et sont lus, non seulement par les spécialistes, mais encore par tous ceux qu'intéressent les grandes questions. Le pétrole révolutionne la technique et sa répartition géographique fait surgir des problèmes politiques angoissants.

Parmi les ouvrages publiés en ces derniers temps, le plus instructif est celui que présente *The American Geographical Society of New-York* sous le titre : « *World Geography of Petroleum* ». Il a été rédigé par vingt spécialistes (1).

Nous croyons être utile aux lecteurs des *Annales des Mines de Belgique* en leur donnant, à la veille des *Journées du Pétrole à Liège*, une analyse un peu détaillée de l'ouvrage américain. Nous saisissons ainsi l'occasion de mettre à jour l'article que nous avons publié dans cette même revue, en 1949, sous le titre : *L'industrie pétrolière dans le monde*.

L'ouvrage américain est d'une lecture facile et attrayante à cause du caractère géographique que ses auteurs lui ont donné. Il nous fait découvrir l'influence du pétrole sur les relations entre l'homme et la terre et sur les relations entre les peuples.

Quelques financiers américains et britanniques aventurent d'énormes capitaux dans une prospection qui s'étend de la sylvie équatoriale aux glaces des pôles. Le pétrole fait naître partout une vie économique nouvelle. Des pipe lines, des ports, des lignes de navigation et un réseau de distribution enveloppent le monde d'un réseau aux mailles serrées. L'exportation du pétrole par deux ou trois pays vers tous les autres pays qui en ont besoin joue un rôle tout particulier dans les échanges entre les nations. La compétition des grandes puissances pour s'assujettir les sources du pétrole est le problème de politique internationale peut-être le plus grave du moment.

C'est sous ces différents aspects que le géographe considère le problème du pétrole.

La répartition géographique des gisements reconnus de pétrole et des régions où l'on en trouvera probablement est expliquée par les géologues qui précisent une théorie de la formation de l'huile minérale. Cette théorie est exposée clairement dans les quelques premières pages de l'ouvrage que nous résumons ici.

## La formation des gisements de pétrole et leur répartition géologique.

Les boues qui couvrent un plateau continental, entre les profondeurs de cent et mille mètres et qui sont brassées et classées dans leurs éléments par le mouvement des eaux, s'imprègnent de matières organiques provenant du plankton dont l'abondance est grande et constamment renouvelée. Les sédiments marins constitués par des couches de vase argileuse et marneuse et de sable et chargés de matières organiques jusqu'à 2,5 p. c. de leur poids, se sont accumulés sous des épaisseurs de plusieurs milliers de mètres le long de certaines côtes, sur des fonds marins qu'un mouvement de subsidence affaissait. Plus tard, sous la pression du recouvrement, à la température des grandes profondeurs et en présence de minéraux catalyseurs, la matière organique dispersée dans la masse s'est transformée. La pression a chassé le gaz et le pétrole et les ont concentrés dans les couches poreuses de sable. Il s'est produit ensuite un lent déplacement vers le haut du gaz et du pétrole, plus légers que l'eau.

Ce mouvement du gaz et du pétrole au sein d'une roche poreuse, a pu être arrêté par une forme en dôme des couches. Le gaz et le pétrole se trouvent ainsi emprisonnés sous une cloche constituée par des roches imperméables. Une intrusion de sel venant du fond et traversant une série de roches sédimentaires a pu faire comme un barrage et retenir le pétrole là où elle recoupe une roche poreuse. Une faille avec rejet a pu également rompre la continuité d'une couche poreuse et former une poche imperméable d'où le gaz et le pétrole ne peuvent s'échapper. Enfin, et c'est le cas le plus fréquent aux Etats-Unis, une couche perméable peut se terminer en biseau, entre deux cou-

(1) « *The American Geographical Society* », by Princeton University Press, New-York, 1950, XVII et 464 pages, 60 cartes et diagrammes, 98 reproductions de photographies hors-texte.

ches imperméables, et emprisonner le gaz et le pétrole.

C'est ainsi que se sont formés les réservoirs ou « traps », où le gaz et le pétrole sont enfermés sous pression.

L'accumulation de matières organiques, matières premières du pétrole, dans des dépôts qui forment une frange autour des continents est un phénomène universel et permanent au cours des âges géologiques depuis le Cambrien. Cette accumulation a été particulièrement active en certains endroits et à certaines époques, là où des fosses se comblaient rapidement à mesure que le fond s'affaissait, à l'époque où les grands mouvements orogéniques faisaient surgir des chaînes de montagnes. Il existe donc une certaine relation entre les grands plissements de l'écorce terrestre et les gisements de pétrole, mais on ne croit plus, comme autrefois, à une corrélation absolue entre la formation du pétrole et les périodes et les zones de paroxysme des mouvements orogéniques. Du pétrole peut donc se trouver dans tous les bassins sédimentaires.

L'extension des bassins sédimentaires et la répartition des régions pétrolifères dans les continents, telles qu'elles sont figurées sur le planisphère encarté dans le livre américain, montrent que les possibilités de découvrir de nouveaux gisements sont grandes.

aux Etats-Unis .....	
en Russie .....	
dans l'Empire britannique .....	
dans l'Amérique du Sud .....	

L'intensité de la prospection aux Etats-Unis explique l'importance de la production de pétrole. La comparaison des recherches dans les différentes parties du monde fait prévoir qu'en dehors des Etats-Unis de nombreux gisements seront encore découverts dans l'avenir.

Le mode de formation du pétrole explique sa répartition dans le monde.

C'est dans l'hémisphère boréal que se trouvent les plus grands bassins sédimentaires; ceux qui se sont formés autour des boucliers canadien, scandinave, russe et des plateformes de l'Angara et de la Chine. La permanence de ces massifs entourés d'un large plateau continental tel que nous le voyons aujourd'hui explique la richesse en pétrole de l'hémisphère nord.

La sédimentation marine a été plus constante et plus importante dans la vaste zone synclinale, appe-

Si la matière première a été présente dans presque tous les sédiments marins, le pétrole ne s'est formé et n'a été conservé qu'en quelques endroits qu'il faut découvrir. La prospection est guidée par la tectonique plutôt que par la stratigraphie. Pour découvrir dans un terrain les accidents qui ont pu former un réservoir de pétrole, un trap, l'on dispose aujourd'hui de plusieurs moyens: le levé géologique, la photographie aérienne, les mesures magnétiques et gravimétriques et la méthode sismique. Après avoir mis en œuvre tous ces moyens d'investigation, on choisira le lieu où l'on fera un sondage: « un « wildcat », avec encore peu de chance d'atteindre un « trap ». En moyenne, un sondage sur cinq est productif.

Les sacrifices que l'on a faits pour découvrir du pétrole se mesurent par le nombre de sondages infructueux: on en compte, depuis le début de la prospection:

253 000 aux Etats-Unis;
2 650 en Russie;
5 760 dans l'Empire britannique;
2 900 dans l'Amérique du Sud.

L'intensité de la recherche aux Etats-Unis est remarquable lorsque l'on rapporte le nombre de sondages infructueux à l'étendue des régions dont la géologie permet de prévoir du pétrole.

A un sondage infructueux correspond:

25 km <sup>2</sup> de terrains favorables;
4 250 km <sup>2</sup> » » »
2 000 km <sup>2</sup> » » »
3 700 km <sup>2</sup> » » »

lée la Mésogée. Les mouvements orogéniques y ont été assez rapides pour éviter l'oxydation des matières organiques et assez accentués pour y faire naître les accidents qui ont emprisonné les hydrocarbures. Le pétrole s'est accumulé en quantité remarquable au bord de la méditerranée américaine, c'est-à-dire autour du golfe du Mexique et de la mer Caraïbe et dans les zones de dépression des mers Noire et Caspienne et du golfe Persique.

La totalisation de la production depuis le début de l'exploitation et l'évaluation des réserves permettent d'estimer que ces deux régions ont accumulé les deux tiers du pétrole connu dans le monde.

Le tableau ci-dessous indique la part que prennent ces deux régions dans le dépôt total et la production du pétrole du monde:

#### Production et réserves de pétrole dans les deux dépressions méditerranéennes et dans le monde.

Millions de t	Mer Caraïbe et golfe du Mexique	Mers Noire et Caspienne; golfe Persique	Le monde
Production jusqu'au 1-1-49 ..	2 380	1 450	8 007
Réserves évaluées au 1-1-49	2 790	5 010	10 605
Total du pétrole reconnu ...	5 170	6 460	18 612
Production en 1948 .....	180	109	469

S'étant formé dans la zone littorale des continents dont la permanence est constante, le pétrole se trouve souvent dans des gisements sous-marins, près des côtes. Il est exploité déjà sous des mers peu profondes, dans la lagune de Maracaibo au Venezuela, dans le golfe du Mexique jusqu'à près de cent kilomètres de la rive, dans le golfe Persique et le long de la côte du sud de la Californie.

Lorsque, par bonheur, un sondage fait jaillir du gaz ou du pétrole, un gisement est découvert et l'exploitation commence. Les sondages subséquents permettent de délimiter le « réservoir », l'analyse granulométrique de la roche du réservoir, la pression du gaz et du pétrole, la viscosité de l'huile minérale et d'autres particularités permettent d'évaluer la réserve avec une certaine approximation.

L'irrégularité et la discontinuité des gisements ne permettent pas d'évaluer les réserves de pétrole comme celles de houille.

En fait, depuis que l'on exploite le pétrole, les réserves reconnues, mesurées en prenant comme unité la production annuelle de l'époque, ne diminuent pas. L'industrie pétrolière a toujours eu devant elle jusqu'à présent une réserve correspondant à plus de 20 fois la production annuelle.

Les réserves ont été suffisantes pour maintenir la production au niveau d'une demande qui s'accroît constamment. Les producteurs ont même dû dans les années « trente » et en 1949, freiner la production pour assurer la vente de tous les produits.

La production de pétrole augmente toujours en suivant une courbe transcendante; elle dépasse, en 1950, 500 millions de t. soit dix fois celle de 1915 et deux fois celle de 1938.

La dernière guerre a ralenti la production en Russie et dans les pays des Moussons en Asie, mais l'a accélérée en Amérique.

Les producteurs de pétrole forment géographiquement et politiquement quatre groupes d'importance inégale: l'Amérique, l'Asie occidentale, le Monde russe (Russie et Carpates) et l'Asie des Moussons. L'Europe occidentale ne compte pratiquement pas comme producteur.

Le pétrole est mesuré au volume dont l'unité est le baril (U.S.) de 42 gallons, valant 159 litres. En Europe, les statistiques du pétrole sont généralement données en tonnes métriques; pour convertir les volumes en t, il faut tenir compte de la densité du pétrole qui diffère, suivant la provenance, de 0,81 à 0,94. C'est ainsi que, pour faire une tonne, il faut 7.770 barils de pétrole canadien ou indonésien et 6.660 barils de pétrole de Bornéo.

Pour dresser le tableau qui suit, la conversion a été faite exactement, sauf pour les données de l'année 1950 qui ont été prises dans le bulletin de la Société des Nations, où l'on fait la conversion en comptant sur une densité unique de 0,90. De plus, il a fallu évaluer la production de l'année 1950 d'après les résultats des 9 ou 10 premiers mois.

Production en millions de tonnes.

	1948	1949	1950
<b>Amérique.</b>			
Canada .....	1,6	2,9	5,2
Etats-Unis .....	279,5	252,0	264,0
Mexique .....	8,1	8,7	10,1
La Trinité .....	2,9	3,0	5,0
Venezuela .....	71,6	70,5	74,4
Colombie .....	3,5	4,2	4,4
Equateur .....	0,5	0,5	0,5
Pérou .....	1,9	2,0	2,0
Bolivie .....	—	0,9	0,9
Chili .....	—	0,1	0,1
Brésil .....	—	0,1	0,1
Argentine .....	3,5	3,5	3,5
	372,7	348,2	366,0
<b>Asie occidentale.</b>			
Egypte .....	1,9	2,2	2,5
Koweït .....	6,5	12,2	15,6
Arabie Séoudite ...	19,5	23,5	26,6
Bahreïn .....	1,5	1,5	1,6
Qatar .....	—	—	1,4
Turquie .....	—	—	0,1
Irak .....	3,9	4,2	6,5
Iran .....	25,2	27,2	31,2
	58,1	70,8	85,3
<b>Monde russe.</b>			
Autriche .....	0,9	1,0	?
Albanie .....	0,1	0,1	?
Hongrie .....	0,6	0,7	?
Pologne .....	0,2	0,2	?
Roumanie .....	4,1	4,2	?
Russie .....	50,1	52,1	?
	56,0	58,5	40,6
			évaluation
<b>Asie des Moussons.</b>			
Pakistan .....	0,1	0,1	0,2
Inde .....	0,5	0,5	?
Birmanie .....	0,1	0,1	?
Indonésie .....	4,1	5,4	?
Bornéo britannique	2,1	3,5	3,6
Nouvelle Guinée ..	—	0,2	?
Japon .....	0,2	0,2	0,3
Chine .....	0,1	0,1	?
	7,5	9,9	10,2
			évaluation
<b>Europe occidentale.</b>			
France .....	0,1	0,1	0,1
Pays-Bas .....	0,5	0,6	0,7
Allemagne .....	0,6	0,8	1,0
Italie .....	—	—	0,1
	1,2	1,5	1,9
<b>Total</b> ...	475,5	468,7	504,0

Le diagramme (fig. 1) montre la répartition de la production entre les quatre groupes, à trois époques différentes.

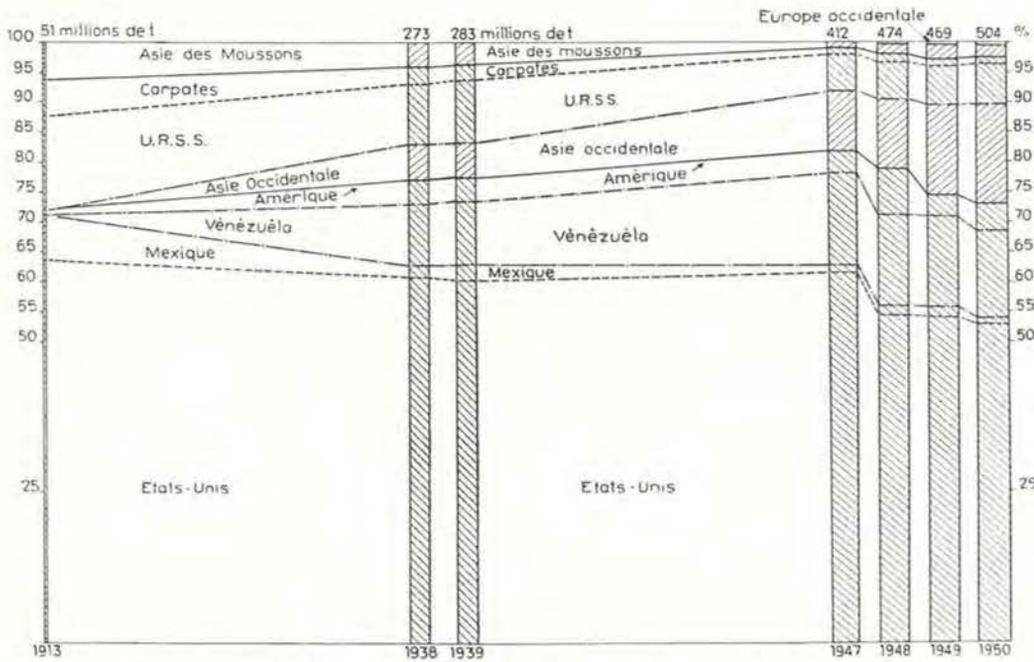


Fig. 1. — Répartition de la production dans le monde. La largeur des bandes est proportionnelle à la production. - Les hauteurs sont les pourcentages.

**AMERIQUE**

La production de l'Amérique se maintient à peu près au point de vue absolu, mais diminue relativement à la production du monde : après avoir atteint le pourcentage de 82 p. c. en 1947, la part américaine est descendue à 73 p. c. en 1950. La production a été réduite aux États-Unis et au Venezuela en 1949 à cause du marché.

Tous les pays de l'Amérique latine deviennent successivement des producteurs de pétrole. Il est probable que cette nouvelle production compensera un léger fléchissement des États-Unis. Le Canada offre de grands espoirs.

**Canada.**

Depuis 1936, on extrait du pétrole au Canada. Un petit gisement est exploité sur les bords du lac Ontario, dans le prolongement de celui de Lima-Indiana des États-Unis. Des champs pétrolifères ont été reconnus dans l'immense bassin sédimentaire crétacé et tertiaire qui s'étend entre les Rocheuses et le bord du bouclier jalonné par les lacs Winnipeg et Athabaska, et le Mackenzie. Le

gisement de Turner Valley près de Calgary est exploité depuis quelques années. Les gisements qui se trouvent au sud et au nord-est d'Edmonton, à Leduc et à Red Water ont été reconnus. D'autres ont été découverts entre Edmonton et Saskatoon, à Lloydminster, sur la frontière des deux provinces d'Alberta et Saskatchewan. Au nord, presque sous le cercle polaire, sur le Mackenzie, à Fort Norman, un gîte est en exploitation. Un vaste champ est ouvert aux recherches, sur plus de 2 000 km, et tout fait prévoir que le Canada deviendra un gros producteur de pétrole.

La production canadienne a passé, en ces trois dernières années, de 1,6 à 2,9 et à 3,2 millions de tonnes. C'est un départ.

La production canadienne suffit actuellement aux besoins locaux; pour conduire, dans l'avenir, le pétrole vers la région peuplée et industrielle du Canada, il faudra construire un pipe line de près de 2 000 km d'Edmonton à Port Arthur sur le lac Supérieur afin que le pétrole puisse y être chargé sur des tankers et être acheminé vers Toronto et Montréal où sont exploitées de grandes raffineries.

**ASIE OCCIDENTALE**

(Voir figure 2.)

Avant la première guerre, l'Asie occidentale ne comptait pas parmi les producteurs de pétrole.

C'est entre les deux guerres que l'on commença l'exploitation, au pied des monts Zagros, d'abord en Iran, ensuite en Irak. A la veille de la deuxième

guerre, l'Asie occidentale produisait 16 millions de tonnes, soit 6 p. c. de la production du monde. Pendant la guerre, la production commença par fléchir, puis se releva.

En ces dernières années, la production fit un bond. Elle fut de 42 millions de tonnes en 1947 et elle atteignit 85 millions de tonnes en 1950, soit 17 p. c. de la production mondiale.

A la production croissante des gisements des monts Zagros vient s'ajouter celle de la région côtière du golfe Persique qui devient prépondérante.

L'augmentation de la production en Asie occidentale vient à point pour alimenter l'Europe qui ne pourrait plus trouver en Amérique des quantités suffisantes. Les productions additionnées de l'Amérique et de l'Asie occidentale représentent 90 p. c. de la production mondiale et doivent suffire à ravitailler le restant du monde, car les 10 p. c. restants sont produits et consommés en Russie et dans l'Asie des Moussons.

L'importance de l'Asie occidentale est plus grande que ne l'indique sa part dans la production mondiale. On trouvera dans *World Geography of Petroleum* une description détaillée des gisements, les circonstances de leur mise en exploitation et l'intervention des grands trusts pétroliers.

Le pétrole est généralement répandu dans le sous-sol de l'Asie occidentale, région en grande partie semi-aride que se partagent les nombreux pays qui se sont détachés successivement de l'Empire ottoman. Différentes puissances, la Grande-Bretagne et les Etats-Unis principalement, s'efforcent d'y affermir leur influence et d'y protéger les intérêts de leurs sociétés pétrolières.

Nous résumons la description qu'en donne *World Geography of Petroleum*.

Nous comprenons l'Egypte dans cette région.

La zone pétrolifère de l'Asie occidentale est le bassin sédimentaire qui s'allonge entre la Plateforme Arabique et les chaînes de montagne du Taurus, du Kurdistan et du Zagros. La Plateforme est coupée à l'ouest par un fossé tectonique et ses roches cristallines sont recouvertes dans sa partie nord et est par des sédiments qui s'étendent sur la Syrie, remplissant la Mésopotamie en longeant la côte ouest du golfe Persique. Ces sédiments forment une zone de collines au pied du mont Zagros.

Les gisements de pétrole exploités sur les bords du golfe de Suez en Egypte sont d'une autre formation que ceux de la dépression du golfe Persique.

Les recherches faites en Syrie, en Palestine et Transjordanie n'ont pas encore confirmé, par des résultats positifs, des indices favorables et la prospection continue. Les sédiments qui remplissent la Mésopotamie inférieure et s'étendent sous la côte ouest du golfe Persique jusqu'au sud de la presqu'île de Katar renferment des gisements d'une très grande richesse. Enfin, dans les collines au pied du Zagros, les gisements de pétrole sont nombreux. Au delà de la chaîne du Zagros, sur le Plateau de l'Iran et jusqu'au Baloutchistan, des indices de pétrole sont connus.

### Egypte.

Sur les côtes du golfe de Suez, le long du bord très faillé de la plateforme arabe, des gisements

de pétrole sont exploités depuis 1915. Le gîte de Hurghada, le premier découvert, est presque épuisé; le gîte de Ras Gharib donne du pétrole depuis 1938. Ces deux gîtes sont concédés à l'Anglo Egyptian Oil fields, consortium de l'Anglo Iranian et de la Shell.

Le gisement de Sudr est exploité depuis 1946 par le consortium de l'Anglo Egyptian et de la Socomy Vacuum. Au sud du gisement de Sudr, le gîte de Asl, découvert en 1949, semble riche.

Le pétrole égyptien est raffiné à Suez dans deux petites raffineries et est consommé dans le pays même.

Il est peu probable que l'Egypte devienne un important producteur de pétrole.

### Iran.

En deux endroits, la chaîne du Zagros est légèrement déprimée et livre passage à la Dïala, au Karun et à leurs affluents. En ces endroits d'un accès relativement facile, le pétrole a été trouvé et est exploité.

Un dôme de calcaire d'une grande épaisseur forme des réservoirs de pétrole d'une grande capacité et d'un grand rendement.

Ce n'est pas sans peine que ces gisements furent découverts. Après les recherches infructueuses de Reuter en 1872 et 1889, William Knox d'Arcy, un britannique enrichi dans les mines d'or d'Australie, tenta également la chance. Il obtint en 1901 une vaste concession de 1,240 000 km<sup>2</sup> couvrant toute la Perse, à l'exception des provinces du nord, et trouva le pétrole à Masji-i-Sulaiman en 1908.

d'Arcy fut aidé par la Burmah Oil Cy et par quelques anglais qui fondèrent avec lui l'Anglo-Iranian Oil Cy. En 1914, le gouvernement britannique prit une part substantielle dans la société, notamment pour assurer le ravitaillement de la Royal Navy.

L'exploitation commença à Masji-i-Sulaiman en 1908; un pipe line conduit le pétrole à Abadan, dans une île de l'estuaire de Chat-el-Arab. La raffinerie qui fut construite en cet endroit est devenue la plus grande du monde; elle peut traiter plus de 6 millions d'huile par an et produit de l'essence pour avions et pour autos, des fuels pour les navires et quantités d'autres huiles. Dans cette même région, furent successivement découverts et mis en exploitation les gisements de Haft Kel (1928), Gach-Saran (1941), Agha Jari (1944), White Oil (1945), et Lali (1940). De nombreux pipe lines conduisent le pétrole à la raffinerie de Abadan et au port de Bandar Mashur pour l'exportation. L'Anglo Iranian a constitué, avec la Standard Oil Cy (N.J.), la Middle East Pipe Line Cy pour transporter son pétrole sur la côte de la Méditerranée par un pipe-line dont la capacité sera de 25 millions de tonnes par an. Le point d'aboutissement est Tartous, en Syrie.

Le gisement de Naft-i-Shah, de même formation que ceux de l'Irak à Naft-Khaneh et à Kerkouk, est moins important que ceux du sud. Le pétrole qui en est extrait est conduit par pipe line à Kerman-shah où il est raffiné pour être consommé en Iran.

L'Anglo-Iranian n'a pas pu conserver toute la concession qui lui avait été octroyée. La société paie une redevance et doit céder une partie de son bénéfice à l'Etat iranien. La société a quelques litiges avec le gouvernement, qui ne sont pas réglés.

C'est en vain que des groupes américains et anglais ont demandé des concessions en 1937 et 1945. En 1949, le Gouvernement iranien avait promis une concession dans la partie nord du pays à la Russo-Persian Oil Cy; le Parlement iranien n'a pas ratifié la promesse du Gouvernement et a décidé qu'à l'avenir le droit d'exploiter le pétrole ne serait concédé qu'à des sociétés exclusivement iraniennes. Il y a des indices de pétrole dans l'Azerbaïdjan persan qui n'est séparé que par la rivière Araxe de l'Azerbaïdjan russe si riche en pétrole à Bakou et ailleurs (1).

### Irak.

C'est, comme en Iran, au pied de la chaîne de montagne que s'est formé un dôme de calcaire renfermant du pétrole. En 1914 déjà, un groupe d'Anglais et d'Allemands avait constitué la Turkish Petroleum Cy et obtenu une concession du gouvernement pour la recherche du pétrole en Mésopotamie. Après la première guerre mondiale, la Turquie perdit la souveraineté qu'elle avait sur l'Irak. La Turkish Petroleum Cy devint l'Irak Petroleum Cy où les intérêts allemands étaient remplacés par les intérêts français. L'arrangement fut discuté à la conférence de San Remo. Les Américains intervinrent et finalement il fut entendu que la moitié des titres de l'Anglo-Iranian serait cédée aux Américains (Standard Oil Cy N.J. et Standard Vacuum) et que l'Irak Petroleum Cy serait constituée comme suit :

Anglo-Iranian Oil Cy .....	25	3/4	%
Royal Dutch-Shell Cy .....	25	3/4	%
Le groupe américain ci-dessus cité ...	25	3/4	%
Compagnie Française des Pétroles ...	25	3/4	%
Un Arménien : M. Gulbenkian .....	5		%

Ce groupe créa trois sociétés : Irak P. Cy, Mosul P. Cy et Basrah P. Cy et obtint trois concessions qui couvrent tout le territoire de l'Irak à l'exception du petit territoire de Khanapin, concédé à la Khanapin Oil Cy, une filiale de l'Anglo-Iranian Oil Cy, qui exploite le gisement de Naft-Khaneh, à côté du gisement iranien de Naft-i-Shah dont il a été question plus haut. Le pétrole de Naft Khaneh est raffiné à Alwand, près de Khanapin, pour la consommation de l'Irak.

L'Irak P. Cy découvrit à Kerkouk, en 1927, un très riche gisement dont le rendement est très grand, dans un dôme de calcaire que l'on peut suivre sur près de cent kilomètres. Des pipelines ont été construits à travers le désert pour conduire le pétrole

vers la Méditerranée à Tripoli, dans le Liban et à Haïfa, en Palestine. En cette ville, une raffinerie fut établie. L'exploitation du gisement de Kerkouk a été enrayée par la guerre entre Israël et les Arabes.

Outre le puissant gisement de Kerkouk, le groupe irakien a découvert sur le Tigre, à 70 km au nord-ouest de Mossoul, à Qayah, et sur l'Euphrate, au nord-ouest de Bagdad, du pétrole dont la qualité n'est pas bonne. Il a trouvé, en 1939, à Ain Zaleh au nord-ouest de Mossoul, un gisement de pétrole de bonne qualité. Enfin, deux gisements de pétrole ont été récemment découverts dans le sud, près de Bassora, à Zubair et à Mahr Umr.

### Koweït.

Koweït est le territoire d'un sultanat qui s'étend sur 15 000 km<sup>2</sup> environ de désert, au fond du golfe Persique. Le port de Chat el Arab lui donnait une certaine importance et suscitait la rivalité de différents pays. Le sultan de Koweït réussit en 1899 à secouer la domination de la Turquie et fit une alliance avec la Grande-Bretagne. Au début du siècle, la Russie s'intéressa à l'établissement d'un port et d'une station de charbon à Koweït. A cette même époque, l'Allemagne y envoyait une mission en vue d'y faire le terminus du chemin de fer Berlin-Istanbul-Bagdad. C'est alors que le Sultan accepta le protectorat britannique. Pendant la guerre 1914-1918, l'armée britannique, luttant contre la Turquie, construisit le port de Bassora et Koweït perdit tout intérêt comme port.

Mais un autre intérêt surgit : le pétrole.

La Kuwait Oil Cy fut constituée en 1934 par l'Anglo-Iranian O. Cy et la Gulf Oil Corporation et obtint du Sultan une concession générale. Elle trouva, en 1937, à Burgan, l'un des plus riches gîtes que l'on connaisse. Le « réservoir » est constitué par des grès. La production a commencé pratiquement en 1946, elle atteignit 6,25 millions de t en 1948, 11,9 millions de t en 1949 et 15,6 en 1950. Les réserves sont estimées à 1 500 millions de t.

Le pétrole est conduit par pipe line au grand dépôt de Ahmadi et de là à Mena Ahmadi pour l'expédition par tankers. En ce port, il y a une raffinerie pour le topping, premier raffinage du pétrole.

Plus tard, le pétrole de Koweït sera conduit à la Méditerranée par le pipe line dont il a été parlé plus haut et que doit construire la Middle East Pipe Line Cy pour compte de l'Anglo-Iranian et de la Kuwait Oil Cy.

### Arabie Séoudite.

L'émir Ibn Séoud fit, il y a une trentaine d'années, du Nedjed un véritable Etat indépendant : l'Arabie Séoudite.

Une société y fut fondée en 1944, l'Arabian American Oil Cy (Aramco), pour l'exploitation du pétrole; cette société appartient à la Standard Oil of California pour 50 p. c., à la Texas Cy pour 50 p. c., à la Standard Oil Cy (N.J.) pour 50 p. c. et à la Socony Vacuum Oil Cy pour 10 p. c.

(1) Depuis que ces lignes ont été écrites, les événements se sont précipités en Iran. Le 28 février, le Général Ali Razmara, chef du Gouvernement, était assassiné; quinze jours après, le Parlement iranien votait, à l'unanimité, la nationalisation des gisements pétroliers du pays, y compris ceux qui étaient concédés à l'Anglo-Iranian.

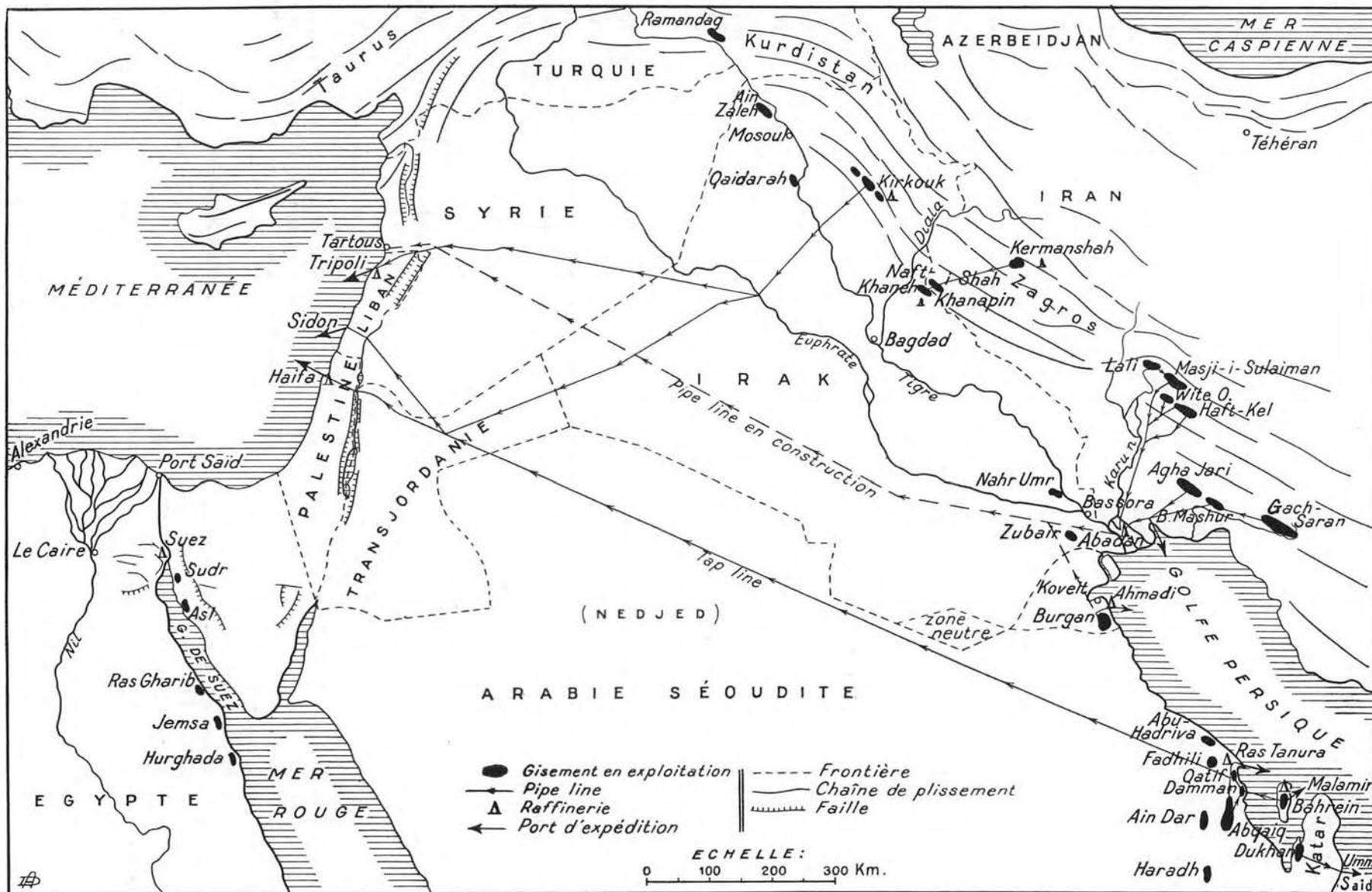


Fig. 2. — Le pétrole en Asie occidentale.

C'est en 1958 que le sondage de Damman découvrit du pétrole. Les autres gisements furent découverts successivement :

à Hadriya .....	en 1959
à Abqaiq .....	en 1940
à Qatif .....	en 1945
à Ain Dar .....	en 1948
à Fadhili .....	en 1949
à Haradha .....	en 1949

Jusqu'à présent le pétrole de l'Arabie Séoudite était expédié par le port de Ras Tanura où une raffinerie est en exploitation. Une partie était conduite à la raffinerie de Malamir dans l'île de Bahrein.

A présent le pétrole arabe est conduit à Sidon sur la Méditerranée par le *Tapeline* : pipe line de la Trans-Arabian Pipe Line dont la longueur est de 1 720 km et qui pourrait faire passer près de 15 millions de tonnes par an.

### Katar.

La presqu'île de Katar est le territoire de l'un de ces sultanats de la Trucial Coast of the Persian Gulf placés sous le protectorat britannique.

Le pétrole y fut découvert en 1949 par le Développement Qatar Petroleum, filiale de la Petroleum Concession Ltd qui relève du même groupe que l'Iraq Petroleum Cy.

L'exploitation a commencé et le pétrole est conduit par un pipe line à Umm Saïd, sur la côte est de la presqu'île.

### Ile de Bahrein.

Bahrein est une petite île de 520 km<sup>2</sup> à l'entrée du golfe Persique. Cette île est un sultanat qui fut soumis successivement aux Portugais, aux Perses et à des tributs arabes; elle est depuis 1861 un protectorat britannique. Elle est habitée par des pêcheurs de perles. Une abondante source d'eau en fait une oasis.

La Bahrein Petroleum Cy, concessionnaire des gisements de pétrole de l'île, est une société britannique, de droit canadien, constituée par parts égales par la Standard Oil Cy of California et la Texas Cy. Elle raffine, depuis 1956, dans une usine construite dans la partie nord de l'île, le pétrole de l'île et également celui qui vient de Dharan dans l'Arabie Séoudite. Les produits de la raffinerie sont exportés par le port de Sitra près de Malamir.

### Turquie.

En 1940, le gouvernement fit sonder à Ramandag, dans la vallée du Tigre, à 160 km au nord du gisement de Ain Zaleh en Irak et y découvrit un petit gisement dont le pétrole est raffiné sur place.

Il est possible que l'on trouve du pétrole en d'autres endroits de l'Asie occidentale. La Société Petroleum Concessions Ltd, de même composition que l'Iraq Petroleum Cy, a créé des filiales qui ont obtenu des concessions dans l'île de Chypre, en Syrie, au Liban, en Transjordanie, en Palestine et dans des sultanats arabes.

L'industrie pétrolière de l'Asie occidentale est bien équipée. Pour raccourcir les transports maritimes et obtenir ainsi un meilleur rendement des tankers et pour éviter le droit de 6 F or par tonne pour le passage par le canal de Suez, les sociétés pétrolières ont construit, généralement en commun, des pipe lines à travers le désert pour faire les expéditions par la Méditerranée.

Les Anglais et surtout les Américains y ont dépensé des centaines de millions de dollars pour les sondages, la construction de pipe lines, de dépôts, de raffineries et de ports.

Le prix de revient du pétrole de l'Asie occidentale est très bas.

### Le Monde Soviétique

C'est en vain que l'éditeur américain s'est adressé au Gouvernement de Moscou pour avoir des renseignements sur les derniers développements de l'industrie pétrolière dans les pays soviétiques. Aussi le chapitre consacré à la Russie et à ses satellites est-il bref.

On ne sait pas grand chose de ce côté du rideau de fer, de la valeur du gisement récemment découvert entre la Volga et les monts Oural et appelé Nouveau Bacou.

Il ne semble pas que la production russe ait beaucoup augmenté en ces dernières années.

### L'Asie des Moussons.

En de multiples endroits de l'Asie des Moussons, sur le continent comme dans les îles, les conditions ont été favorables à la formation de pétrole et de nombreux gisements sont déjà connus. La prospection et l'exploitation ne sont pas faciles. Les conditions politiques n'encouragent pas beaucoup les sociétés à engager en ce moment des capitaux dans cette partie du monde.

### Région arctique.

La rigueur du climat ne peut pas faire rejeter à priori l'espoir de trouver du pétrole dans les régions polaires. On connaît au delà du cercle polaire des gisements de houille, ce qui suppose une végétation de régions chaudes et prouve que le climat de la zone polaire n'a pas toujours été ce qu'il est aujourd'hui.

L'abondance des sédiments autour de la mer intérieure arctique fait prévoir des gisements de pétrole. Si des gisements importants y étaient découverts, il y aurait intérêt à les exploiter pour assurer, par les chemins les plus courts, les communications entre les grands centres de la zone tempérée des continents eurasiatique et américain.

En fait, sans que l'on ait beaucoup cherché, on a déjà découvert des gisements dans la zone polaire de l'Amérique du Nord. On exploite sur le Mackenzie, à Fort Norman, un gisement dont le pétrole est fort utile pour les services de la mine d'uranium Eldorado sur les rives du Grand Lac de l'Ours. On a trouvé du pétrole en Alaska sur la côte de la mer Arctique, à Point Barrow, près du cap Simpson, et les États-Unis y ont créé la

Naval Petroleum Reserve. Sur la côte du Pacifique, en Alaska et dans les îles du nord du Canada, les indices de pétrole sont nombreux. Les Russes prétendent avoir trouvé des gisements de pétrole le long de la côte septentrionale de la Sibérie.

\* \* \*

De la lecture instructive de *World Geography of Petroleum*, quelques conclusions se dégagent.

1) L'Amérique pourra, pendant quelques années encore, maintenir sa place prépondérante dans l'industrie pétrolière. Les gîtes de pétrole découverts dans les Prairies du Canada renforceront la production américaine aussitôt que l'on aura achevé la construction de pipe lines vers les Grands Lacs. De multiples gisements nouveaux seront mis en exploitation dans l'Amérique centrale et du sud.

La production américaine devra satisfaire à la demande croissante du marché américain et ne sera plus suffisante pour que l'on expédie vers l'Europe des quantités toujours plus grandes de produits pétroliers.

2) L'Europe devra se ravitailler de plus en plus en Asie occidentale dont la production augmente rapidement. Les pipe lines aboutissant dans les ports méditerranéens faciliteront l'écoulement des produits et leur vente en Europe. Les troubles poli-

tiques peuvent contrarier la production et les expéditions de pétrole.

3) L'Europe devra se procurer les devises pour payer en dollars et en livres ses importations de pétrole. Les participations de la Grande-Bretagne, des Pays-Bas et de la France dans les sociétés qui opèrent en Asie occidentale résolvent à peu près le problème pour ces pays.

4) Il faut s'attendre au relèvement de la production de pétrole dans le monde soviétique, par l'exploitation des gisements reconnus entre la Volga et l'Oural et de ceux que l'on trouvera probablement sur le versant est de l'Oural et en Extrême Orient russe. La production russe alimentera le marché national et ne pourra, avant fort longtemps, permettre des exportations.

5) Les nombreux gisements connus le long de la chaîne des plissements de l'Himalaya, de la Birmanie, des guirlandes de l'Insulinde et des cordillères asiatiques permettront de produire du pétrole dans la mesure où la paix se rétablira. Les besoins des populations nombreuses de l'Asie des Mousons absorberont facilement cette production.

Le marché mondial du pétrole sera commandé dans les prochaines années par la production de l'Amérique et de l'Asie occidentale et par la consommation des Etats-Unis et de l'Europe occidentale.

# L'apprentissage dans les mines

Compte rendu de visites au Groupe de Valenciennes  
des Houillères du Nord et du Pas-de-Calais.

par A. LINARD,

Ingénieur Principal des Mines, à Mons,

et H. CALLUT,

Ingénieur des Mines, attaché à l'Institut National des Mines, à Pâturages.

---

## SAMENSTELLING

*De Nationale Kolenmijnen van Frankrijk hebben in den schoot zelf van hun groepen, het probleem der beroepsopleiding en der vorming van het toezichthoudend personeel opgelost.*

*In de groep van Valenciennes is de beroepsopleiding van de jonge werklieden systematisch en betaald, zoals het werk op den bovengrond of in den ondergrond. De opleidingscentra werden opgericht en uitgerust met model-mijnen en naar het voorbeeld van de model-mijn van Hornu-Wasmès. In iedere mijn bestaat tevens een ondergrondse school-werkplaats.*

*Op het einde der opleiding bekroont een officieel brevet de theoretische en praktische kennis van de verdienstelijke leerlingen.*

*Op 23-24 jaar kunnen deze gebreveteerde leerlingen de opzichtersschool volgen, in dien ze zich classeren in de toelatingswedstrijd, die het aantal kandidaten beperkt volgens de behoeften der mijnen.*

*De opzichtersschool werkt in nauwe samenwerking met de mijnen. De leerlingen-opzichters verrichten stages op verschillende posten in de mijn en ontvangen opdrachten in verband met hun latere leiderstol.*

*Aan de opleidings- en opzichtersscholen zijn centra voor heraanpassing der ongeschikten, voor opleiding van ondergrondse electromechaniciërs en afdelingen tot voorbereiding voor de Technische Mijnschool van Douai, verbonden.*

## RESUME

*Les Houillères Nationales de France ont résolu, au sein même de leurs Groupes, le problème de l'apprentissage et de la formation des agents de maîtrise.*

*Dans le Groupe de Valenciennes, la formation professionnelle des jeunes ouvriers est systématique et rémunérée, comme le travail au fond ou à la surface. Des Centres d'éducation et d'apprentissage ont été créés et équipés de mines-images, à l'instar de la mine modèle d'Hornu et Wasmès. Dans chaque fosse existe également un quartier-école.*

*En fin d'apprentissage, un brevet officiel sanctionne les connaissances théoriques et pratiques des apprentis méritants.*

*A 23-24 ans, ces apprentis brevetés peuvent entrer à l'école de maîtrise, s'ils se classent en ordre utile au concours qui limite le nombre de candidats selon les besoins des fosses.*

*L'école de maîtrise fonctionne en étroite collaboration avec les fosses; les élèves-chefs font des stages dans les différents postes de la mine et reçoivent des missions qui les initient à leur futur rôle de conducteurs d'hommes.*

*A côté des écoles d'apprentissage et de maîtrise, sont aménagés des Centres de rééducation des inaptes, de formation pour electromécaniciens du fond et de préparation à l'Ecole Technique des Mines de Douai.*

Le Borinage est trop près du Bassin du Nord de la France pour résister à la tentation de s'y rendre de temps à autre, en vue de s'informer des réalisations françaises dans le domaine minier.

Les échos si favorables, qui nous étaient parvenus des Centres d'Apprentissage du Groupe de Valenciennes, nous incitèrent à passer la frontière et à nous enquérir sur place des nouvelles méthodes d'éducation professionnelle des jeunes mineurs français.

Avec M. Oscar Canivet, Ingénieur Principal, chargé spécialement du recrutement et de la formation de la main-d'œuvre aux charbonnages de Maurage, nous nous sommes rendus plusieurs fois à Valenciennes ainsi qu'aux environs, poussant même nos investigations jusqu'à Douai.

Grâce à la bienveillante autorisation de M. Walch, Directeur-Délégué du Groupe, et de M. Detunck, Ingénieur en Chef Directeur des travaux du fond, nous avons pu visiter à loisir les principaux Centres d'intérêt éducatif, sous la conduite de M. Devambe, Ingénieur Chef de Service de la Formation Professionnelle.

A toutes ces autorités françaises, nous adressons notre cordial merci, pour l'accueil si aimable qu'elles nous ont réservé et pour les renseignements qu'elles nous procurent encore. Tous les détails, publiés dans la présente note, montrent combien nous avons pu bénéficier de leur expérience. Nos sincères remerciements vont aussi à leurs collaborateurs que nous avons eu le plaisir d'apprécier à l'œuvre.

### PREMIERS ESSAIS D'ORGANISATION PROFESSIONNELLE

Il va sans dire que l'organisation de la profession minière n'est pas le résultat d'une cogitation spontanée. Avant la dernière guerre déjà, ce problème avait retenu l'attention des Compagnies privées et, pendant les hostilités, certaines solutions avaient pris corps sous l'égide de l'Etat. Un fonds national, alimenté par un prélèvement sur chaque tonne produite, indemnisait sous certaines garanties les exploitants qui organisaient des leçons d'apprentissage.

La Compagnie d'Anzin — la plus importante des Compagnies englobées dans le Groupe de Valenciennes — avait créé trois centres d'apprentissage; malheureusement les cadres manquaient d'expérience.

C'est aux Usines Michelin, à Clermont-Ferrand,

que le Comité chargé de la formation professionnelle dans les Houillères du Nord est allé s'inspirer. Depuis 1936, en effet, Michelin appliquait avec succès les méthodes Carrard (1), déjà éprouvées dans plusieurs industries suisses et françaises. Pendant la guerre, Michelin les avait même adaptées à la technique minière, en formant des mineurs avec des ouvriers d'usine, pour exploiter des affleurements de charbon.

En outre, il a été fait appel à toutes les ressources qu'offrent aujourd'hui les connaissances de la graphologie, de la psychotechnique, de la physiognomie et de la morphologie. L'application de ces sciences permet de sélectionner et surtout d'orienter les futurs chefs de maîtrise dont l'industrie minière a tant besoin.

### CHAMP D'ACTION ET IMPORTANCE DU GROUPE DE VALENCIENNES

La carte ci-jointe reproduit le champ d'action du Groupe de Valenciennes: 55 km de longueur est-ouest, 10 km de largeur nord-sud. Treize fosses y sont en activité, extrayant chacune de 450 à 1.500 tonnes, soit au total 10 à 10.500 tonnes par jour.

Le Groupe de Valenciennes est le plus étendu des neuf Groupes que compte le Bassin du Nord

et du Pas-de-Calais; c'est le troisième quant à la production.

Le nombre d'ouvriers du fond est environ 10.500 et celui du carreau des fosses 2.200. Sur ce total de 12.700, il y avait en 1946: 1.600 jeunes de 14 à 18 ans et seulement 600 en 1949.

Quant au personnel de maîtrise du fond, non compris les ingénieurs, il s'élève actuellement à 680.

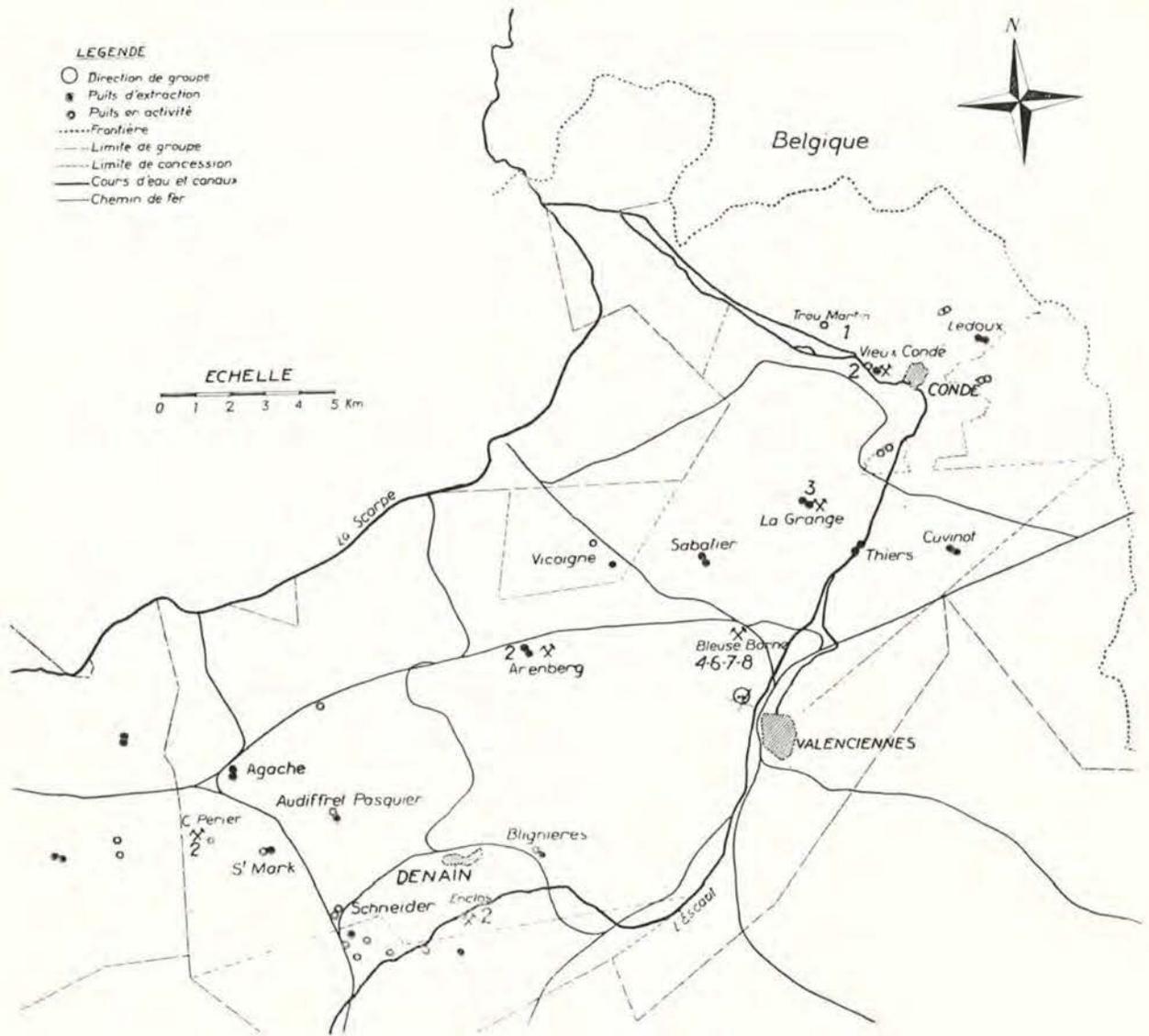
### ORGANISATION GENERALE DE LA FORMATION PROFESSIONNELLE

La formation professionnelle s'étend aux treize fosses du Groupe. Elle possède en propre un certain nombre de Centres, dont voici la liste. Les chiffres entre parenthèses permettent de repérer l'emplacement des Centres sur la carte:

- 1) un centre de sélection psychotechnique (1);
- 2) quatre centres d'apprentissage pour les jeunes (2);
- 3) un centre d'apprentissage accéléré pour les adultes (3);
- 4) une école de maîtrise du fond (4);

- 5) treize quartiers-écoles du fond (en commun avec les fosses);
- 6) un centre de rééducation des inaptes (6);
- 7) un centre de formation des électromécaniciens du fond (7);

(1) Le Dr Carrard, de nationalité suisse, était un spécialiste en psychologie industrielle. Fils d'un médecin, ingénieur chez Brown Boveri et créateur à Lausanne de l'Institut de Psychologie Appliquée.



8) un centre de préparation à l'Ecole technique des mines de Douai (8).

Dans le dernier Centre excepté, tous les cours et exercices se donnent pendant les heures normales de travail. L'assistance aux leçons est donc rémunérée, parfois même avantagée par une prime.

Les Centres d'instruction sont installés dans les locaux de fosse ou de dépendances désaffectées, ces locaux ayant reçu les aménagements nécessaires à leurs nouveaux usages.

Enfin, présidé par M. Devambe, un état-major donne l'impulsion à toute l'organisation; cet état-major dirige les Centres, contrôle l'assiduité des élèves, sélectionne les élèves-chefs, s'informe de l'activité de ceux-ci au Centre et à la mine et maintient un contact permanent entre les fosses et les Centres.

1. — **Centre de sélection psychotechnique, à Vieux-Condé.**

C'est une sorte de bureau de recrutement où siègent les examinateurs; les récipiendaires n'y passent

généralement que le temps requis par l'examen, plus ou moins poussé selon les spécialités à sélectionner.

Les examinateurs sont au nombre de trois : un chef sélectionneur et deux adjoints. Le premier est un spécialiste en la matière, issu de l'Ecole de la rue Dareau, à Paris (2). Depuis son engagement au Groupe, le chef sélectionneur a étudié en détails les caractéristiques de chacun des métiers de la mine. Quant aux deux sélectionneurs-adjoints, ils se sont formés à l'exemple de leur chef. Ils ont acquis une solide expérience de la vie, sans accuser toutefois une personnalité trop marquée, qui risquerait d'orienter leur sens sélectif dans une direction unique.

L'activité principale de ces trois examinateurs consiste à sélectionner :

- les boute-feux,
- les conducteurs de locomotives.

(2) Il s'agit d'un Institut de Formation de Cadres d'Apprentissage, sous le contrôle du Ministère du Travail.

- les embauchés adultes pour l'apprentissage accéléré,
- les candidats à l'École de maîtrise,
- les moniteurs des divers Centre d'Instruction et des quartiers-écoles.

Les boutefeux et les conducteurs de locomotives ne sont pas initiés par le service de la formation professionnelle; ils sont choisis par les ingénieurs des fosses et présentés par ceux-ci à l'examen sélectif organisé au Centre de Sélection. S'ils réussissent cet examen, il reçoivent un certificat d'aptitude générale à l'emploi de boutefeux ou de machiniste.

Tous les autres postes à responsabilité sont pourvus de titulaires choisis de préférence parmi les ouvriers qui sont passés par les Centres d'Apprentissage. Ce sont évidemment les candidats à l'École de maîtrise qui font l'objet de l'examen psychotechnique le plus poussé, et pour cause, puisque c'est parmi les diplômés de cette école que seront recrutés les surveillants de la mine et les moniteurs des Centres d'instruction.

Voici à titre d'exemple comment se passe l'examen psychotechnique d'un candidat porion :

« Le récipiendaire est reçu par l'examineur :  
 » poignée de main, observation du maintien, de la  
 » tenue; souvent se décèlent déjà le timide, l'auda-  
 » cieux.

« Le récipiendaire est ensuite remis en équilibre,  
 » en confiance par une courte conversation. Il est  
 » alors prié d'écrire son curriculum vitæ sur papier  
 » non ligné. Son comportement est suivi pendant  
 » cette rédaction; certains ne savent pas comment  
 » commencer, l'examineur les aide. D'autres sou-  
 »pirent pendant toute la durée du travail. Certains  
 » n'osent pas se servir du buvard vierge mis à côté  
 » d'eux. D'autres s'en emparent d'autorité (initia-  
 »tive). Quelques-uns mettent à nu toute leur vie.  
 » D'autres enfin ne signalent que les évènements  
 » saillants et cachent soigneusement leur vie privée.

« L'examineur observe également les traits de  
 » la physionomie du récipiendaire (physiognomie  
 » et morphologie).

« L'examen se termine par un entretien sur la  
 » famille de l'intéressé, ses loisirs, ses études, son  
 » service militaire.

« Le curriculum vitæ écrit est lu à la lumière des  
 » enseignements de la graphologie. Avec les réci-  
 »piendaires assez évolués qui ont une écriture  
 » personnelle, cette méthode donne de bons résul-  
 » tats.

« Ce premier examen permet une première hypo-  
 » thèse sur le caractère de l'homme.

« L'examineur procède alors à la vérification  
 » par tests. Ici devant la difficulté à vaincre, le  
 » masque tombe. Les essais sont choisis parmi ceux  
 » qui paraissent les plus aptes à vérifier l'hypo-  
 » thèse, par exemple un test d'intelligence et de  
 » méthode : parallépipède rectangle divisé en  
 » neuf éléments détachés et mélangés. Le réci-  
 »piendaire est invité à reconstituer le parallé-  
 » pipède rectangle.

« On décèle l'intelligence et surtout l'esprit de  
 » méthode.

« On aide éventuellement le récipiendaire pour  
 » lui permettre de réussir; puis, on lui demande de  
 » reconstituer une seconde fois le parallépipède.  
 » C'est donc aussi un test de patience ».

## 2. — Centres d'apprentissage des jeunes.

Tout adolescent qui s'engage à la mine, au fond ou à la surface, doit signer un contrat d'apprentissage. Son père signe également ce contrat.

Le jeune homme est alors dirigé vers le Centre d'apprentissage le plus proche de son domicile. A son arrivée au Centre, il est accueilli par un moniteur qui le présente aux autres moniteurs et lui montre les locaux de l'école.

Puis, le nouveau mineur effectue une descente guidée dans le quartier-école de la fosse où il a été embauché; il fait ainsi la connaissance de ses futurs chefs, auprès desquels il est mis en confiance.

Il existe quatre Centres d'apprentissage, organisés exactement de la même manière :

- à Vieux-Condé,
- à Denain (ancienne fosse Enclos),
- à Aremberg,
- à Abscon (ancienne fosse C. Périer).

Dans chaque Centre sont inscrits au maximum 200 élèves, répartis suivant leurs aptitudes en cinq groupements ou séries.

- La série A est réservée aux « As ».
- » » B » » » « Bons ».
- » » C » » » « Communs ».
- » » D » » » « Déficients ».
- » » E » » » « Eliminables ».

A tour de rôle, chaque série est présente au Centre une semaine sur cinq; pendant les quatre autres semaines, elle travaille au charbonnage.

Chaque série totalise par an dix semaines de cours. Et comme une journée comporte huit heures de cours ou d'exercices, le nombre d'heures consacrées annuellement à l'instruction est de :

$$8 \times 6 \times 10 = 480.$$

Quelle que soit la série, le cycle complet de l'apprentissage est de quatre ans. Pendant les trois premières années, on parcourt tout le programme prévu et on réserve la quatrième année à des séances de révision. Normalement le jeune élève commence sa formation à 14 ou 15 ans; il la termine donc à 18 ou 19 ans.

Un jeune homme inscrit au Centre, après sa quinzième année, rejoint directement les jeunes gens de son âge. Grâce à la formule de la dernière année, consacrée tout entière à des révisions, chaque élève a l'occasion d'étudier au moins une fois toutes les matières enseignées.

Dans chaque Centre, on trouve :

- une salle de cours,
- une mine-image (représentation artificielle et à une échelle réduite d'un chantier de mine),
- une salle d'éducation physique,
- un atelier pour de menus travaux domestiques et des bricolages fréquents dans toute vie familiale,
- un jardin prototype du lopin de terre que devrait pouvoir cultiver tout ouvrier mineur.

*Répartition de l'instruction journalière :*

5	heures d'instruction générale,
2	» d'éducation physique,
5	» d'instruction manuelle.

Au total 8 heures de présence au Centre.

*Instruction générale.* — Elle porte sur le français, le calcul, le dessin, l'instruction civique et morale, l'hygiène, le secourisme, l'exploitation des mines et la sécurité dans les mines.

Ces cours sont confiés à un seul moniteur, instituteur de profession, qui n'a jamais devant lui que vingt élèves. Les vingt autres élèves de la série sont occupés pendant ce temps aux travaux manuels.

*Education physique.* — Méthode mitigée Hébert et suédoise.

Autant que possible les exercices se rapportent à la vie du mineur; ils tendent, soit à effectuer correctement les efforts physiques exigés dans les travaux souterrains, soit à rectifier des positions malencontreuses acquises dans le fond.

*Travaux manuels.* — Un quart du temps est consacré à des travaux domestiques masculins (jardinage, cordonnerie, ajustage, forge, menuiserie).

Par cet entraînement on cherche à développer l'esprit d'ingéniosité des jeunes ouvriers, à créer un centre d'intérêt qu'ils peuvent développer chez eux, afin d'utiliser leurs loisirs à meilleur escient.

Trois quarts du temps sont consacrés aux travaux professionnels dans la mine-image.

Ces travaux professionnels sont confiés à trois moniteurs, qui ne s'occupent que de six à sept élèves à la fois. Ces travaux sont répartis comme suit :

14-15 ans :	instruction du hieurcheur,
15-16 » :	» » » à terre,
16-17 » :	» » » piqueur-boiseur,
17-18 » :	revision des leçons apprises les années précédentes.

Chaque moniteur dispose d'un manuel-guide, où toutes les opérations que doivent réaliser les apprentis sont minutieusement détaillées.

Ce manuel-guide est un aide-mémoire des méthodes établies, en collaboration, par des moniteurs et des agents de maîtrise ayant tous fait un stage à l'École Nationale des Moniteurs à Belle-Ombre (5). N'aborder qu'une seule difficulté à la fois, la répéter, donner à l'élève l'occasion de se contrôler lui-même, varier les exercices, tels sont en résumé les principes qui ont guidé les auteurs du manuel et qui ont pour base les idées du Docteur Carrard.

La mine-image est la reproduction, à la surface et concentrée sur un faible espace, de galeries et de tailles artificielles, équipées de tous les engins que l'on rencontre normalement au fond. Elle est

construite en béton dans des tranchées ou sur le flanc d'un vieux terril. Il y règne une atmosphère de fosse : obscurité, éclairage par lampes portatives, odeur de sapin, exigüité des lieux de travail, etc.

C'est en Belgique, au Charbonnage d'Hornu et Wasmes, que les Français ont trouvé le modèle de leur mine-image (4).

*Examen de fin d'apprentissage.*

Un Certificat d'Aptitude Professionnelle (CAP) est délivré aux apprentis qui, en fin d'apprentissage, satisfont aux épreuves d'un examen. Cet examen comporte deux parties :

La première comprend une épreuve en mine-image, une épreuve d'exercices physiques, de dessin, des épreuves écrites et orales. Ces épreuves ont lieu nécessairement à la fin du séjour dans les Centres de Formation Professionnelle.

Le Jury d'examen est composé notamment du Recteur de l'Académie, de l'Ingénieur en Chef des Mines, des Chefs de service de la Formation Professionnelle et de ses adjoints, de l'Inspecteur de l'enseignement primaire, de Professeurs du Lycée et d'Écoles officielles.

La deuxième partie est réservée à une épreuve au fond, après au moins 150 jours d'apprentissage au quartier-école. Cette dernière épreuve constitue la sanction finale d'une formation donnée dans les Centres de Formation Professionnelle.

Pour se présenter à cet examen, le candidat doit avoir 18 ans révolus dans l'année de l'examen et se conformer aux exigences de l'Arrêté du Ministre de l'Éducation Nationale du 20 janvier 1947. Le C.A.P. est donc un brevet officiel.

Les apprentis qui obtiennent ce brevet reçoivent en outre une récompense variable selon les circonstances : par exemple, paiement d'un séjour dans une colonie de vacances.

Jusqu'à présent, le pourcentage d'apprentis porteurs du C.A.P. est de l'ordre de 35 %.

*Récapitulation du personnel occupé simultanément, chaque semaine dans un Centre d'apprentissage :*

1	chef de Centre,
1	moniteur pour l'éducation générale,
1	moniteur pour l'éducation physique,
5	moniteurs pour la mine-image,
40	apprentis.

Rappelons que quatre Centres identiques fonctionnent dans le Groupe de Valenciennes.

**3. — École de maîtrise du fond.**

Pour se présenter à l'école de maîtrise installée à Bleuse-Borne (4), il faut :

- 1) être âgé de 21 ans au moins,
- 2) être porteur du C.A.P.

(4) Les personnes qui s'intéresseraient à l'École Professionnelle des Mineurs d'Hornu et Wasmes trouveront une description complète de cette École dans la revue de l'A.I.B. — octobre et décembre 1948 — par feu M. R. FALAU, Ingénieur-Directeur des Travaux.

(5) École de Formation des Cadres d'Apprentissage ayant existé jusqu'en 1945, à Clermont-Ferrand.

5) être désigné par les services du fond.

Cette première sélection ne suffit pas; il faut en outre réussir l'examen psychotechnique dont il a déjà été question.

Cet examen psychotechnique porte sur : les connaissances intellectuelles, le caractère, les aptitudes au commandement.

Les récipiendaires, au nombre d'une centaine chaque année, sont classés suivant leurs mérites. Ne sont admis que les premiers à concurrence du nombre de places de porions, prévu dans un proche avenir.

En pratique, chaque promotion n'excède pas quarante élèves, soit en moyenne deux à trois par fosse.

Pendant trois années, les élèves-chefs doivent :  
— *suivre des cours* — une semaine sur trois, pendant les heures de travail — rémunérés selon leur catégorie professionnelle, avec prime spéciale;  
— *se soumettre* — deux semaines sur trois — à un cycle de travail au fond, suivant un programme établi et contrôlé solidairement par les services du fond et par ceux de la formation professionnelle.

En principe, le cycle comporte des stages de deux à quatre mois :

- 1) à l'abatage (Ab);
- 2) en montage (M);
- 5) en voie (V);
- 4) en recoupage (R);
- 5) en plan incliné (P);
- 6) en bure (B);
- 7) en remblai par fausses voies (Rb);
- 8) au foudroyage (F);
- 9) au déplacement de divers matériels en taille (D);
- 10) à l'entretien (E);
- 11) à la reprise de vieux travaux (VT);
- 12) aux abouts (A).

Le total des stages dans ces différents postes est de trois ans.

Le travail et l'assiduité aux cours et à la fosse sont pointés sur des fiches individuelles tenues en trois exemplaires :

l'un de ces exemplaires demeure à la fosse, le second est conservé au Centre d'étude de Bleuse-Borne,

le troisième fait la navette chaque quinzaine entre les fosses et Bleuse-Borne.

Sur la fiche navette, la fosse indique par une des abréviations indiquées ci-dessus le genre de travail exécuté, le nombre de présences au travail, l'appréciation de l'ingénieur suivant le code déjà expliqué :

- |   |               |
|---|---------------|
| A | (As),         |
| B | (Bon),        |
| C | (Commun),     |
| D | (Délicient),  |
| E | (Eliminable). |

Enfin, après leurs trois années d'études, les élèves-chefs doivent être occupés à un stage de commandement, dont au moins six mois comme

ouvrier-moniteur à la formation professionnelle des apprentis.

Pendant les congés, ils sont envoyés si possible dans des colonies de jeunesse, comme surveillants. Ce plein exercice de commandement et les responsabilités qu'ils assument de la sorte constituent pour ces jeunes gens un excellent apprentissage de leur futur rôle de chef.

Le programme des cours est fixé comme suit :

- *formation générale* : langue française, arithmétique, géométrie élémentaire, physique élémentaire, mécanique, électricité, résistance des matériaux, calcul mental, comptabilité de porion, législation.
- *formation minière théorique et pratique* : technologie — organisation des chantiers, du quartier et du travail en général — étude du matériel mécanique et électro-mécanique (350 h au minimum) — géologie — levés de plan — sécurité.
- *formation de chef* : conférence sur le rôle du chef et de l'agent de maîtrise en particulier.
- *formation physique* : continuation de l'entraînement pratiqué dans les Centres d'apprentissage, chaque jour pendant une heure avant les leçons.

Le contrôle du travail des élèves se fait pendant toute la durée de la période de formation, en tenant compte des notes obtenues et des appréciations portées par les services du fond et de la formation professionnelle à l'occasion des cours, des cycles et des stages.

Les élèves non assidus ou médiocres sont éliminés après un avertissement officiel.

Le classement en fin d'études est basé sur l'ensemble des notes octroyées au cours de la formation, tant à l'école que pendant les cycles et les stages, ainsi que sur les résultats des examens en fin de cours. Il fait l'objet d'une fiche récapitulative des appréciations obtenues dans chaque branche. Un double de cette fiche est remis à la direction des travaux du fond, en vue des nominations au grade de surveillant auxiliaire stagiaire.

Ces nominations sont décidées par les services du fond et par eux seuls. L'âge de la nomination est normalement de 24 ans; il peut être abaissé à 23 ans pour les sujets exceptionnels. La nomination doit se faire, si possible, pour un siège où le candidat n'a pas été occupé auparavant.

Remarque : Entre l'obtention du C.A.P. et l'entrée à l'école de maîtrise, il y a un « hiatus » de trois à quatre années. Pendant ces années, le jeune ouvrier travaille à la fosse comme ouvrier ordinaire : il prend contact avec l'activité normale de la mine. C'est l'occasion pour lui de se faire valoir et de se faire désigner pour le Centre de maîtrise, par la direction de sa fosse.

#### 4. — Quartiers-écoles du fond.

Dans chaque fosse, un chantier complet est réservé à l'apprentissage. La qualité du travail l'emporte au début sur la quantité. Petit à petit, l'apprenti doit atteindre le rendement normal d'un bon ouvrier.

Nous avons eu l'occasion de descendre dans le quartier-école de la fosse La Grange.

Ce quartier est ouvert dans la veine Poissonnière, à l'étage de 240 m. Il est indépendant des autres quartiers de la mine et comprend une taille de difficulté moyenne : bons terrains — pente 25° — ouverture 0,70-0,90 m.

En décembre 1949, on y comptait :

- 25 apprentis accomplissant les 150 journées exigées au quartier-école, pour pouvoir présenter la deuxième partie du C.A.P.,
- 0 adulte soumis à l'apprentissage accéléré (voir ci-après),
- 3 jeunes mineurs préposés au roulage,
- 34 mineurs ordinaires complétant l'équipe de quartier,
- 3 agents de maîtrise,
- 5 ouvriers moniteurs,

soit 70 personnes au total.

Autant que possible, tous les travaux aux trois postes sont accomplis par les apprentis ou des adultes soumis à l'apprentissage. Pour 916 descentes au cours de la seconde quinzaine du mois, le chantier avait produit 1.721 tonnes, soit un rendement chantier de 1.878 kg.

Le charbon appartient évidemment à la mine qui paie les salaires du personnel aux taux normaux; sur le compte apprentissage sont toutefois portés :

- 1) une partie éventuelle du salaire des agents de maîtrise et des moniteurs,
- 2) des « concédés » d'apprentissage, c'est-à-dire des suppléments dégressifs accordés aux apprentis débutants, à savoir :
  - 1 heure par jour — durant la première quinzaine,
  - 40 minutes par jour — durant la deuxième quinzaine,
  - 20 minutes par jour — durant la troisième quinzaine.

#### 5. — Centre d'apprentissage accéléré des adultes.

Ce Centre fonctionne dans les dépendances de l'ancienne fosse La Grange (3).

Au commencement, on y faisait passer tous les adultes embauchés, étrangers pour la plupart. Ils y restaient huit jours.

Cet apprentissage coûtait très cher, parce que le déchet était grand.

Actuellement, les nouveaux embauchés sont soumis à un examen psychotechnique rapide qui permet de déceler :

- 1) ceux qui ont déjà travaillé au fond et qui font preuve d'aptitudes suffisantes. Ce premier groupe est envoyé directement au fond;
- 2) ceux qui ont le désir de rester dans le métier. Ces derniers seuls sont dirigés au Centre de La Grange où ils passent huit jours complets. Ils y sont soumis à l'apprentissage, soit du chercheur, soit du chercheur à terre, soit du piqueur-boiseur, suivant leurs dispositions personnelles.

On les exerce uniquement à l'automatisme des gestes et à la recherche de la qualité du travail. La vitesse vient d'elle-même.

Du Centre d'apprentissage, ces nouveaux mineurs passent dans le fond, au quartier-école où ils restent au moins vingt-cinq jours. Puis ils sont envoyés dans les travaux ordinaires.

#### 6. — Centre de rééducation des inaptes.

Les inaptes sont ceux dont la mine a altéré la santé. Ils ne peuvent plus travailler au fond et doivent être rééduqués pour les métiers de surface.

Toute une partie du Centre de Bleuse-Borne est consacrée à leur rééducation. On essaie d'en faire des menuisiers, des électriciens, des forgerons, des maçons, des ajusteurs, etc. Des ateliers, soumis à la direction de moniteurs, sont réservés à chacun de ces métiers.

Le gros problème à résoudre en l'occurrence n'est pas tant de rééduquer ces inaptes du fond, mais de les intégrer dans leurs nouveaux métiers, actuellement fort encombrés.

En effet, au fur et à mesure que s'achève le rééquipement superficiel des mines, les débouchés s'avèrent de plus en plus restreints pour les réadaptés.

#### 7. — Centre de formation des électro-mécaniciens du fond.

Cette section est aussi installée à Bleuse-Borne. Mais lors de notre visite, elle était en veilleuse.

#### 8. — Préparation à l'École de Douai.

Pour être complets, nous ne pouvons passer sous silence cette dernière section fréquentée seulement par un petit nombre d'élèves, les meilleurs et les plus courageux.

Ces jeunes gens ont terminé le cycle de la formation des agents de maîtrise et veulent profiter de leçons spéciales, pour se présenter à l'École Technique des Mines de Douai. Ils suivent des cours après les heures de travail, sans être indemnisés. Et ceci nous amène à dire un mot de l'École de Douai.

Cette École, dirigée par un ingénieur du Corps des Mines, forme des ingénieurs techniciens dont la formation est comparable à celle que reçoivent les jeunes Belges dans nos Écoles Techniques. Le cycle normal des cours est de deux ans.

Pour y être admis, il faut être âgé d'au moins 20 ans, avoir travaillé au fond pendant 500 jours au moins et réussir un examen d'entrée.

Tous les élèves au nombre de 100 — soit environ 50 par année — sont internes. La majorité étudie grâce aux bourses que leur accorde l'État.

Ceux qui ont obtenu la cote 16 sur 20 à l'examen final sont admis à suivre les cours d'une troisième année spécialisée pour les mathématiques, l'électricité et des compléments d'exploitation des Mines.

Les trois premiers de cette dernière classe sont directement engagés comme Ingénieurs I.P.E. (Travaux Publics de l'État) dans les cadres de l'Administration des Mines.

Un bon nombre font carrière dans les colonies. L'École de Douai, unique en son genre dans le Nord, a sa réplique à Alès, dans le centre de la France.

Si l'on compare les Ingénieurs sortis des Ecoles des Mines aux Officiers issus de l'École Militaire, les Ingénieurs Techniciens de l'École de Douai ou d'Alès sont assimilables aux Officiers sortis des cadres et formés dans les Ecoles d'Armes.

---

Nous terminerons ce compte rendu en rappelant ce qui nous a le plus frappés au cours de nos visites

dans les Centres d'apprentissage du Groupe de Valenciennes. C'est tout d'abord la liaison étroite entre la fosse et l'école, ensuite l'importance attribuée aux exercices pratiques et à la culture physique, enfin la reconnaissance officielle des connaissances acquises, par l'octroi d'un Certificat d'Aptitude Professionnelle.

Désormais le métier de mineur, en France, est vraiment devenu un « centre » d'intérêt, autour duquel gravite l'enseignement technique sous toutes ses formes.

---

# Quelques renseignements sur l'industrie du gaz en Italie

par l'Ingénieur-Docteur G. COPPA ZUCCARI.

L'utilisation du méthane dans les usines à gaz est une question dont l'intérêt est des plus actuels en Italie, vu l'importance des réserves de gaz naturel qu'on a repérées et mises en valeur dans les derniers temps. C'est le thème qui a été traité par l'ingénieur Giuseppe BOSINELLI, Directeur des Usines à gaz de la commune de Padoue, dans un rapport présenté au Congrès national du Gaz, qui a eu lieu à Gênes en mai dernier.

L'ingénieur Bosinelli pense que l'apport du méthane est particulièrement utile pour faire face aux pointes de charge dans le secteur domestique, satisfaire les exigences de certains usagers industriels et artisanaux (par exemple les boulangeries) et surtout remplacer les autres combustibles destinés au chauffage. Il signale aussi l'influence que peuvent avoir sur les différentes solutions les conditions de distribution et le coefficient d'exploitation du réseau, à l'insuffisance duquel l'introduction de méthane peut remédier.

M. Bosinelli passe ensuite en revue les diverses solutions qui se présentent pour le « conditionnement » du méthane, c'est-à-dire pour la préparation, en partant du méthane, de gaz combustibles ayant des caractéristiques semblables à celles du gaz de houille et pouvant être utilisés sans qu'il faille modifier les appareils d'utilisation et les conditions de distribution. Le problème toutefois ne peut pas être résolu théoriquement ou par des calculs mathématiques, mais seulement par une expérimentation appropriée.

D'après son expérience personnelle, M. Bosinelli estime qu'on peut considérer comme interchangeables les gaz ayant le même pouvoir calorifique (3.500 calories supérieures selon les prescriptions actuelles), une teneur en hydrogène non inférieure à 20-25 %, une teneur en azote égale à celle en hydrogène (mais en aucun cas supérieure à 30 %) et une teneur en méthane ne dépassant pas 25 %, tandis que la densité par rapport à l'air peut varier entre 0,50 et 0,60.

Partant de ces données, M. Bosinelli passe rapidement en revue les solutions suivantes : mélange de méthane avec l'air; mélange de méthane avec du gaz de gazogène; conversion ou réforme du méthane au moyen d'air ou de vapeur d'eau.

La première solution est celle adoptée depuis cinq ans par l'Usine à gaz de Padoue avec des résultats satisfaisants, soit un rendement thermique de 100 %, la possibilité d'exploiter le réseau en plusieurs parties, en utilisant la pression éventuelle du « metanodotto » (conduite pour méthane) pour maintenir la charge de distribution et pour opérer le mélange, frais d'installation modérés et simplicité de marche. Les doutes qu'on pouvait avoir sur le caractère dangereux de ce système et sur la possibilité de corrosions aux tuyauteries et aux appareils de mesures, ont été démentis par la pratique.

Les caractéristiques du mélange obtenu avec une part de méthane et deux d'air n'en permettent pas la distribution tel quel, mais seulement l'addition au gaz de houille. M. Bosinelli prend comme gaz de base un gaz à 3.500 calories, constitué de 53 % de gaz de distillation, 10 % de gaz à l'eau produit et 37 % de gaz de gazogène provenant d'un mélange de houille et de coke. L'addition du mélange méthane-air à ce gaz ne peut pas dépasser la proportion de 1 à 4, si l'on veut conserver l'interchangeabilité; par conséquent l'augmentation de la production ne va pas au delà de 25 %.

Si l'on mélange au contraire le méthane avec du gaz de gazogène, l'augmentation de la distribution peut atteindre 50 %, mais l'utilisation des calories/méthane est fort réduite en comparaison de celle des calories/houille. Si par contre on réalise la conversion ou « reforming » du méthane par l'air (c'est la solution adoptée en France), on peut atteindre une augmentation de la distribution de 120 %, avec des frais d'installation modérés et une utilisation élevée des calories/méthane.

Le plus haut degré d'élasticité et d'indépendance est réalisé par la troisième solution : conversion ou « reforming » catalytique du méthane par la vapeur d'eau, donnant, avec un rendement thermique de 70 à 75 %, un gaz à 3.000 calories et même davantage, constitué par deux tiers environ d'hydrogène et par un tiers d'oxyde de carbone. Ce gaz peut être mélangé en diverses proportions avec du méthane pur (ou bien la conversion peut être effectuée partiellement), donnant lieu aux mélanges les plus variés par leur pouvoir calorifique et leur composition. Par ce procédé on peut produire des

gaz interchangeable avec n'importe quelle catégorie de gaz de houille, même en partant du seul méthane.

M. Bosinelli fait mention aussi d'un mélange ternaire, interchangeable, composé de 52 % de gaz « reformé », de 20 % de méthane pur, 11 % d'anhidride carbonique et de fumées.

Il n'estime pas très intéressante la scission du méthane dans des gazogènes construits pour la production de gaz à l'eau ou de gaz double, à cause des frais d'installation et de la consommation de calories dans la production du gaz final. Il reconnaît toutefois l'utilité de ces systèmes pour des installations de réserve, au cas où le méthane ferait défaut. En effet, dans un gazogène pour la production de gaz à l'eau ou de gaz double, on atteint ce but en remplaçant le « cracking » du méthane par le « cracking » d'huiles minérales ou de goudrons.

A propos du problème des réserves, M. Bosinelli fait aussi mention d'installations autonomes de gazéification d'huiles minérales et de l'emploi de l'oxygène pour la conversion de ces huiles. Aujourd'hui, le coût des installations et de leur exploitation pour la production de l'oxygène est tel qu'on peut, à son avis, envisager son utilisation pour la production de gaz, surtout dans des usines assez grandes. Avec les récents systèmes Oxyton, Linde-Frankl, etc..., on peut en effet travailler à des pressions fort réduites et avec une consommation d'énergie même inférieure à 0,4 kWh/m<sup>3</sup> d'oxygène à 80 %.

Le Professeur Carlo PADOVANI, rapporteur au Congrès national de Gênes sur le thème « Gaz de substitution », en commentant la communication de l'ingénieur Bosinelli, ajoute que l'industrie du gaz dans l'Italie du Nord évoluera probablement, par suite de la disponibilité croissante de gaz naturel, vers des conditions analogues à celles qui caractérisent cette industrie aux Etats-Unis. Les petites et moyennes installations de distillation seront démobiliées; la pyrolyse de la houille sera concentrée dans de grandes cokeries peu nombreuses produisant du coke de bonne qualité et des sous-produits liquides et gazeux, ainsi que du gaz à base d'oxyde de carbone et d'hydrogène, pour usage thermique industriel ou pour des transformations chimiques. Les usines à gaz, au contraire, s'orienteront toujours plus vers la production et la distribution du gaz. Le problème de l'intégration se trouvera alors renversé par rapport au problème actuel et, quand la production normale sera celle de gaz riches du type des gaz naturels, il faudra, à l'instar de ce qui arrive en Amérique, se pourvoir d'installations de réserve pour parer aux charges de pointe en produisant des combustibles interchangeables avec le gaz naturel. Dans l'établissement de leurs programmes, les gaziers devraient tenir compte de cette éventualité, qui est peut-être moins éloignée qu'on ne croit.

#### EMPLOI DES DERIVES DU PETROLE DANS L'INDUSTRIE DU GAZ

Dans une note présentée au Congrès national du Gaz, à Gênes (6-8 mai 1950), l'ingénieur C. CERUTI, de la Société « Italgaz », a traité de l'enri-

chissement du gaz de ville par les L. P. Gaz (liquéfiés petroleum gases) et des procédés de « cracking » et de conversion qui, appliqués aux différents dérivés du pétrole, peuvent donner des produits utilisables dans l'industrie du gaz.

L'emploi de dérivés du pétrole dans l'industrie du gaz de ville n'est pas une nouveauté, mais plutôt un retour en arrière, ainsi que le prouvent les précédents, déjà anciens, de la gazéification par pyrolyse de fractions pétrolifères à la place de houilles; de ces précédents reste encore aujourd'hui le nom de « gas-oil » (gaz de pétrole).

La technique moderne dispose, pour de tels procédés, de plus amples possibilités que celles offertes par la technique ancienne, d'un meilleur contrôle des phénomènes chimiques et physiques qui règlent la pyro-scission, de catalyseurs résistants et sélectifs qui dirigent la pyrolyse vers la formation du gaz qu'on désire, permettant la réaction avec la vapeur d'eau, de la possibilité d'employer l'oxygène ou l'air enrichi pour la transformation de résidus même épais et charbonneux.

A côté de l'ancien procédé de carburation du gaz à l'eau encore en usage, se sont développés des procédés de gazéification autonome de fractions pétrolifères seules, qui peuvent être précieuses pour des installations de réserve et pour parer aux pointes de la consommation.

M. Ceruti envisage donc l'emploi dans l'industrie du gaz de composants gazeux tirés directement du pétrole dans les opérations de raffinage, surtout dans les installations de pyro-scission (« cracking » et « reforming »).

Pour ces gaz d'un pouvoir calorifique généralement élevé, qui sont exempts d'oxyde de carbone et constitués de gaz permanents, tels que l'hydrogène, le méthane, l'éthane, l'éthylène, et de gaz liquéfiables, tels que le propane, le butane et les oléfines correspondantes, l'alternative se pose — comme pour le gaz naturel — ou de l'emploi direct ou de l'emploi en mélange avec des gaz plus pauvres ou de la conversion ou réforme chimique par pyrolyse ou par oxydation incomplète.

M. Ceruti envisage les possibilités d'interchangeabilité de ces gaz par rapport au gaz de ville, d'après leurs caractéristiques de combustion.

Les gaz permanents, remarque-t-il, se comportent à peu près comme le gaz naturel; les raffineries de pétrole les emploient en général directement pour subvenir à leurs nécessités thermiques, mais on ne les utilise pas dans les usines à gaz.

Il s'arrête plus particulièrement aux gaz liquéfiables, propane et butane, les « L. P. Gaz » des Américains, dont l'usage se répand dans l'industrie du gaz et il résume ainsi leurs caractéristiques de combustibilité :

- 1) le butane et le propane ont tous deux un pouvoir calorifique très élevé, respectivement 24.240 et 30.500 kcal/m<sup>3</sup>, et exigent un volume considérable d'air pour la combustion, respectivement 25,9 et 31,1 m<sup>3</sup>/m<sup>3</sup>;
- 2) la pression d'extinction de la flamme est moindre pour le butane et le propane que pour le gaz de houille et le flux thermique n'atteint pas la moitié de celui de ce dernier;

- 3) la vitesse de combustion, pour les mélanges de butane et de propane avec l'air, n'égale pas la moitié de celle du gaz de ville;
- 4) par conséquent, malgré le pouvoir calorifique plus élevé, la puissance thermique spécifique du propane est un peu moins élevée que celle du gaz de ville;
- 5) l'indice de Wobbe est 19.650 pour le propane et 21.600 pour le butane, contre 6.000-6.500 pour le gaz de ville normal.

Les mélanges de « L. P. Gas » avec l'air ou avec le gaz pauvre ne sont donc que partiellement interchangeables avec le gaz de ville. Seul le mélange de propane avec le gaz d'eau est interchangeable de manière satisfaisante. Il est préférable, comme on le fait dans l'utilisation du gaz naturel, de transformer ces gaz de raffinage en gaz de pouvoir calorifique et de densité moindres, en les corrigeant ensuite par l'addition d'une certaine proportion du gaz originel ou d'autre gaz ayant un pouvoir calorifique élevé.

L'appauvrissement des gaz de raffinage peut être fait, soit par traitement avec la vapeur d'eau, soit par traitement avec l'air, soit encore par traitement avec la vapeur d'eau et l'air simultanément, en proportions appropriées.

M. Ceruti insiste à plusieurs reprises sur le parallélisme existant entre les méthodes de production du gaz de houille et du coke et les méthodes de production à partir des hydrocarbures pétroliers; il cherche visiblement à préparer et disposer les gaziers à adopter ces derniers comme matières premières de leur industrie, bien qu'il donne à entendre qu'on ne peut pas faire de prévisions sûres sur la disponibilité, la composition et le coût des gaz pétroliers.

Cependant, la production de butane et de propane tirés des gaz naturels pourra en Italie aussi, comme aux États-Unis, dépasser en importance et en qualité celle des raffineries; avec les seuls puits déjà ouverts à Cortemaggiore, près de Plaisance, cette production pourra atteindre bientôt 50 à 100 tonnes par jour.

#### UTILISATION DU COKE DE PÉTROLE DANS L'INDUSTRIE DU GAZ

L'ingénieur L. GIUNTINI, Directeur de l'Usine à gaz de Varazze (Gênes), a utilisé dans son établissement du coke de pétrole, provenant de l'installation de « cracking » Dubbs des Raffineries « Inpet » de La Spezzia, pour la production de gaz de ville en le distillant au lieu de la houille; il tâche de fixer les possibilités et les limites de cette utilisation.

Le coke de pétrole est un charbon excellent, soit pour la distillation, soit comme combustible. Au-dessus de 800° C, la distillation donne presque uniquement de l'hydrogène à l'exclusion de méthane. Il ne contient pas le pourcentage assez élevé d'oxygène qu'on rencontre dans la houille et partant le gaz produit est très peu toxique, avec de bonnes caractéristiques de combustion et un bon pouvoir calorifique. La réactivité du coke de pétrole va d'un minimum de 14,5 à un maximum de

35; elle est donc nettement inférieure à celle du coke de houille, qui est d'environ 40.

De la distillation d'un coke de pétrole ayant 15 % de substances volatiles, on obtient :

85-86 %	de coke sec,
5 %	de goudron,
300 m <sup>3</sup> à 3.500 kcal/m <sup>3</sup> de gaz par tonne.	

Si l'on fait fonctionner les gazogènes avec du coke de pétrole, le coke disponible pour la vente atteint 75-76 %.

L'utilisation possible du coke de pétrole dans l'industrie du gaz dépend avant tout de données économiques, c'est-à-dire du prix de la matière première et du prix de vente du coke après distillation.

En second lieu, vu le rendement peu élevé en gaz, il sera possible de s'en servir seulement s'il y a des fours en surnombre dans les usines qui ont de fortes pointes saisonnières. Il s'agirait de faire face aux exigences normales au moyen de la distillation du coke de pétrole et de passer à la distillation du coke de houille, qui a un rendement plus élevé, dans la période de pointe maximum.

Une autre utilisation à envisager serait d'affecter à la distillation du coke de pétrole une partie des installations d'usines qui veulent faire le « cracking » du méthane dans la phase vapeur sur le coke; dans ce cas, la faible réactivité du coke de pétrole éviterait les inconvénients dus à la quantité excessive de CO produite avec le coke de houille et l'on obtiendrait en outre un coke résiduel de haute valeur commerciale, le coke de pétrole étant du carbone presque pur. Enfin, le contenu élevé de H<sub>2</sub> dans le gaz de coke de pétrole contribuerait à diminuer la densité du gaz et favoriserait la combustion du mélange gazeux.

On remarquera cependant que les procédés du type Dubbs, produisant le coke de pétrole, sont destinés à disparaître, du moins en Italie; en tout cas, cette matière première sera difficilement disponible à des prix qui rendent sa distillation rentable.

#### PRODUCTION ET UTILISATION DU GAZ NATUREL EN ITALIE

		Production		Utilisation
1949 .....	m <sup>3</sup>	106.580.679		105.462.224
Janvier 1950 ...	»	19.686.657		19.533.831
Février 1950 ...	»	19.639.987		19.372.584

#### Réseau des « Metanodotti » de l'A.G.I.P. (Azienda Generale Italiana Petroli.)

La revue « Metano » de juin 1950 publie le tableau ci-dessous, contenant les données concernant l'état actuel et le programme du prochain développement de son réseau de « metanodotti » (conduites pour méthane).

Les débits indiqués représentent les m<sup>3</sup>/jour :

Conduites en service	Débit
Caviaga-Milan, Ø 88 mm .....	120.000
Caviaga-Milan-Sesto S. Giovanni-Cesano-Castellanza, Ø 10" .....	1.200.000
Caviaga-Dalmine-Bergamo, Ø 6"-7" ...	500.000
Caviaga-Piancenza-Reggio de Emilie, Ø 88 mm .....	120.000

*Conduites devant être achevées au cours de l'année.*

Castellanza-Novare, Ø 7" .....	600.000
Castellanza-Gallarate, Ø 7" .....	600.000
Dalmine-Lecco, Ø 7" .....	500.000
Cortemaggiore - Casalbuttano - Caviaga, Ø 13" .....	2.000.000
Caviaga-Sesto S. Giovanni-Erba, Ø 12" .....	1.500.000
Casalbuttano-Brescia, Ø 7" .....	500.000
Lecco-Erba-Gallarate, Ø 7" .....	500.000

*Conduites en construction depuis le second semestre de l'année.*

Cortemaggiore - Plaisance - Tortone, 2x12" .....	2.200.000
Tortone-Turin, Ø 12" .....	1.200.000
Tortone-Gênes, Ø 10" .....	1.000.000

Le débit global des conduites principales partant des gisements de Caviaga et Cortemaggiore est de 6.100.000 m<sup>3</sup> par jour, correspondant à peu près à 9.000 tonnes de houille/jour.

A la fin de 1949, les « metanodotti » construits par l'A.G.I.P. avaient une longueur totale de 354 km; on prévoit que, grâce aux constructions en cours, la longueur du réseau sera doublée à la fin de 1950.

### PRODUCTION DU PETROLE DU GISEMENT DE CORTEMAGGIORE

En mai 1949, l'A.G.I.P. annonça officiellement que le gisement de Cortemaggiore, près de Plaisance, très important comme réserve de gaz naturel, est aussi intéressant comme producteur de pétrole.

L'A.G.I.P. n'a pas encore mis en route l'exploitation de ce gisement, car elle se propose d'en explorer d'abord la structure afin de se rendre compte de son importance. Dans ce but, elle dispose actuellement de 14 équipes géo-physiques et de 27 sondes modernes, de fabrication italienne, américaine et allemande, pour grandes et moyennes profondeurs.

La production de pétrole brut obtenue par ladite Société en 1949 a été de 3.590 tonnes. Bien qu'elle soit supérieure à celle de 1948 (2.625 tonnes), elle n'a pas encore ressenti les effets de la découverte de Cortemaggiore, d'où l'on n'a tiré jusqu'ici que de petites quantités à titre d'essai.



# Conference on wire ropes in mines

tenuë à Ashorne Hill (Leamington Spa) du 19 au 22 septembre 1950.

Compte rendu par Y. VERWILST,

Directeur général de l'Association des Industriels de Belgique.

## SAMENVATTING

Getrouw aan een der punten van zijn doelstelling, brengt Inchar heden verslag uit over de Conferentie over de ophaalkabels der mijnen, ingericht van 19 tot 22 September door het Engels Instituut voor de Mijnen en de Metallurgie. Deze bijeenkomst was de belangrijkste in haar domein sinds tientallen jaren.

De huidige synthese van de werkzaamheden dezer bijeenkomst ist van de heer Y. VERWILST, Directeur-Generaal van de « Association des Industriels de Belgique », die er met zijn bekende bevoegdheid de nodige lessen uittrekt.

Al de mededelingen werden vooraf aan het Secretariaat van het Instituut voor de Mijnen en de Metallurgie gezonden, waar ze gedrukt werden en rondgestuurd aan al de deelnemers aan de Conferentie. Deze waren aldus op de hoogte van de tekst van de ingediende werken en de vergaderingen werden besteed aan de bespreking van de verschillende kwesties die in de mededelingen behandeld werden.

De besprekingen betroffen vooral de samenstelling en de vervaardiging van de mijnophaalkabels (gesloten en gewone kabels), de fabricatie van de staaldraad voor die kabels, de opwindingsvoorwaarden van de kabels op de ophaalmachines, de bedrijfsvoorwaarden van de kabels bij de verschillende stelsels van ophaalmachines en in verband met de geleidingssystemen van de kooien in de schachten, de veiligheidscoëfficiënt, de Koepe-inrichtingen, de dynamische tril- en slingerbelastingen van de kabels, de bedrijfsduur der kabels, de invloed van de vermoeienis, van de corrosie, van de sleet, de rek, het draaien, de invloed van de groef der schijven, de vergelijking tussen het gedrag van de kabels op platte en gegleufde trommels evenals bij opwinding in meervoudige lagen, de vorming van ontwrichingen (kurketrekkers en lantaarnen) vooral bij gesloten kabels, de controle en het onderhoud van de ophaalkabels, de smering, de kabelklemmen, de beproevingen in dienst, de beproevingsmethoden der kabels en de reglementaire bepalingen in de verschillende landen.

In de huidige nota vat de auteur de verschillende mededelingen samen, en zet vervolgens enkele conclusies vooruit over de punten die meer bepaald de Belgische mijnnijverheid betreffen. Daaronder dienen aangehaald :

- 1) De fabricatie van draden in basisch staal, waarvan de huidige kwaliteit nagenoeg gelijkwaardig is aan de draden in zuur staal. Hoe groter hun plasticiteit, hoe gunstiger hun gedrag tijdens de dienst.
- 2) De triomf van het procédé Warrington en Seale bij de fabricatie van kabels.
- 3) Belangrijke inlichtingen over de werking van een gesloten kabel op een Koepe-inrichting der mijn « Murton ».
- 4) De vooruitgang in de controle van de dynamische belastingen der kabels, door het gebruik van toestellen voor de registratie der ogenblikkelijke belastingen, onder de kabelschijven geplaatst.
- 5) Beschouwingen over de « capaciteitsfactor » die de notie van de veiligheidscoëfficiënt schijnt te zullen verdringen voor diepe schachten.
- 6) De controle van de kabels in dienst, door middel van niet destructieve methodes, namelijk door electronische procédé's (Canada, Ruhr, Nederland) zoals de electromagnetische detector van gebroken draden, in gebruik bij de Staatsmijnen in Nederland, en de cyclograaf, in dienst op de mijnen van Nieuw Schotland en Canada.
- 7) De Belgische methode van opening der kabels in dienst, die toelaat de zekerheit en de dienstduur der kabels te verlengen en die een levendige belangstelling heeft opgewekt.

- 8) Een stelsel bedoeld om de uitrekking van de kabels tijdens het laden van de kooi in de ondergrond bij Koepe-inrichtingen, te compenseren. Dit stelsel werd bijgewerkt door A. BURGEMEESTER, van de Werktuigkundige Dienst der Staatsmijnen.
- 9) De toevoeging van inhibitoren aan de lichte smeerstoffen, die de smering der kabels verbetert en bemoeidigende resultaten oplevert.
- 10) De noodzakelijkheid de apparaten voor de beproeving der draden te normaliseren, evenals de beproevingsmethoden en de wijze van interpretatie van de uitslagen.

### AVANT-PROPOS

Fidèle à l'un des points de son programme, Inchar rend compte aujourd'hui des travaux de la Conférence sur les câbles de mines, organisée du 19 au 22 septembre 1950 par l'Institut Anglais des Mines et de la Métallurgie. Cette réunion fut la plus importante en la matière depuis de nombreuses décades.

Les Institutions anglaises suivantes ont collaboré à l'organisation de la Conférence :

- L'Institut des Ingénieurs mécaniciens;
- L'Institut des Ingénieurs des Mines;
- Le Ministère du Combustible et de l'Energie;
- Le National Coal Board;
- L'Association de Recherches Britannique du Fer et de l'Acier;
- La Fédération des Fabricants de câbles de Grande-Bretagne;
- L'Association des Fabricants de câbles clos;
- L'Association des Fabricants de machines d'extraction.

La synthèse des travaux, présentée aujourd'hui, est l'œuvre de M. Y. Verwilt, Directeur général de l'A.I.B., qui, avec sa compétence habituelle, a bien voulu dégager les enseignements de cette réunion.

Plus de 400 délégués assistaient aux séances d'études. On y remarquait de nombreuses personnalités représentant toute l'industrie anglaise et particulièrement l'industrie des machines d'extraction, des câbles de mines et des tréfileurs, de nombreux représentants des organisations de l'Etat (Ministère de l'Energie et du Combustible, National Coal Board et Associations de recherches), des délégués de tous les pays du Commonwealth, des Etats-Unis et de nombreuses personnalités venues d'Allemagne, Belgique, Danemark, France, Hollande, Irlande, Italie, Grand-Duché de Luxembourg, Norvège, Sarre et Suède.

La délégation belge était composée de :

- MM. Y. Verwilt, Directeur général de l'Association des Industriels de Belgique;
- L. Brison, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons;
- L. Lepage, Directeur de la Société Anonyme Sambre-Escaut;
- P. Stassen, Ingénieur en Chef à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège;
- P. Wattecamp, B. Sc. Eng. Un. of London Adjoint de M. Verwilt.

Les mémoires présentés étaient les suivants :

- 1) Manufacture et propriétés des fils métalliques pour câbles, par R.S. Brown;

- 2) Les câbles en acier utilisés pour l'extraction, par l'Association des Fabricants de câbles du Royaume-Uni;
- 3) La pratique des câbles d'extraction dans les charbonnages anglais, par B.L. Metcalf;
- 4) La pratique des câbles d'extraction dans les Mines de l'Ontario, par le Comité des Câbles d'Extraction de l'Association Minière de l'Ontario;
- 5) La pratique des câbles d'extraction dans le Witwatersrand, par J. Dolan, W.G. Jackson et L.T. Campbell Pitt.
- 6) Quelques aspects de la pratique des câbles d'extraction américains, par H.A. Walker et Josiah Gerrans;
- 7) L'extraction à grande profondeur dans le Kolar Gold Field, par J.W.P. Chalmers et A.H.P. Fitzpatrick;
- 8) Etude sur les essais de fils pour câbles d'extraction, par P. Teissier;
- 9) La pratique des câbles d'extraction en Belgique, par Y. Verwilt;
- 10) Les câbles d'extraction Koepe pour puits principaux dans les Pays-Bas, par J.W. Kleinbentink;
- 11) Les câbles d'extraction dans la Ruhr, par H. Herbst;
- 12) Efforts dynamiques dans les câbles d'extraction pour puits verticaux, par P.J. Pollock et G.W. Alexander;
- 13) Accidents aux câbles d'extraction dans la pratique des charbonnages anglais, par A.E. McClelland;
- 14) Les recherches en matière de câbles d'extraction à la Fondation de Recherches de l'Ontario, par I.A. Usher et L.W. Sproule;
- 15) La pratique des essais des câbles d'extraction dans les mines métallifères du Queensland, Australie, par I.W. Morley;
- 16) Comparaison des réglementations des différents pays, particulièrement au point de vue des coefficients de sécurité, par M.A. Hogan;
- 17) L'enroulement en couches multiples des câbles clos utilisés pour l'extraction par skips à la mine de Broken Hill South Lid, par M.C. Crace et E. Goninan;
- 18) Le contrôle électronique des câbles d'extraction, par W. Simpson.

Cette liste des mémoires et les noms de leurs auteurs indiquent nettement l'ampleur avec laquelle le sujet a été traité. La Conférence donne une bonne vue d'ensemble de la question de la fabrication et de l'utilisation des câbles de mines dans le monde entier.

Tous les mémoires ont été préalablement envoyés au Secrétariat de l'Institut des Mines et de la Métallurgie où ils ont été imprimés et de là

envoyés, en temps utile, à tous les participants à la Conférence. Ceux-ci étaient donc au courant du texte des travaux soumis et les réunions ont été consacrées à la discussion des différentes questions traitées dans les mémoires.

Ces discussions eurent principalement pour objet la composition, la construction et la fabrication des câbles d'extraction (ordinaires et clos), la fabrication des fils pour câbles d'extraction, les conditions d'enroulement des câbles sur les machines d'extraction, les conditions de marche des câbles sur les différents systèmes de machines et en relation avec les systèmes de guides dans les puits, les coefficients de sécurité, les installations Koepe, les efforts dynamiques vibratoires et oscillatoires dans les câbles, le temps de service des câbles, l'influence de la fatigue, de la corrosion, de l'usure, les allongements, la giration, l'influence des gorges de poulies et des molettes, la comparaison du comportement des câbles sur tambours plats et rainurés et à enroulements multiples, la formation, principalement dans les câbles clos, des ondulations (tire-bouchonnage) et des paniers à salade (lanternes), le contrôle et l'entretien des câbles d'extraction, le graissage, les attaches des cages et les essais en service, les méthodes d'essais des câbles, les spécifications réglementaires dans les différents pays.

Tous les mémoires in extenso ainsi que les discussions feront l'objet d'un ouvrage publié par l'Institut Anglais des Mines et de la Métallurgie; il coûte £ 2 sh 10 et les commandes peuvent être adressées au Secrétariat de « The Institution of Mining and Metallurgy », Salisbury House, Finsbury Circus, London E.C. 2. Cet ouvrage constituera une documentation unique au sujet de toutes les questions énumérées ci-dessus; nous croyons bon d'en recommander instamment l'acquisition à tous ceux qui sont intéressés par cette matière.

Dans la présente note, l'auteur résume les différents mémoires, puis il émet quelques conclusions sur les points qui intéressent particulièrement l'industrie minière belge. Parmi ces points, il y a lieu de citer :

- 1) La fabrication des fils d'acier basique, dont la qualité actuelle est sensiblement équivalente à celle des fils en acier acide — Plus leur plasticité est grande, mieux ils se comportent en service;
- 2) Le triomphe des procédés Warrington et Seale dans la fabrication des câbles;
- 3) Des renseignements intéressants sur le fonctionnement d'un câble clos équipant une installation Koepe à la mine Murton;
- 4) Les progrès réalisés dans le contrôle des efforts dynamiques dans les câbles par l'utilisation d'appareils enregistreurs des efforts instantanés, placés en dessous des molettes;
- 5) Des considérations intéressantes sur le « facteur de capacité », qui tend à remplacer la notion du « coefficient de sécurité » pour les puits profonds;
- 6) Le contrôle des câbles en service par des essais non destructifs et notamment par les procédés électroniques (Canada, Ruhr, Pays-Bas), à savoir : l'appareil électromagnétique détecteur

de fils brisés, employé dans une mine d'État en Hollande, et le cyclographe, en service dans les mines de la Nouvelle-Ecosse, au Canada;

- 7) La méthode belge de l'ouverture des câbles en service, qui a permis d'augmenter la sécurité et la durée des câbles; elle a suscité un vif intérêt;
- 8) Un système destiné à égaliser l'allongement du câble pendant le chargement de la cage du fond, dans les installations Koepe. Ce dispositif a été mis au point par A. Burgemeester, du Département mécanique des Staatsmijnen;
- 9) L'addition d'agents « inhibiteurs » aux lubrifiants légers, qui améliore le graissage des câbles et donne des résultats encourageants;
- 10) La nécessité de normaliser les machines et les méthodes d'essais sur fils et les façons d'interpréter les résultats.

### N° 1.

#### Manufacture et propriétés des fils métalliques pour câbles,

par R.S. BROWN.

Ce mémoire ne décrit pas la fabrication des fils pour câbles d'extraction, étant donné que de nombreux ouvrages ont déjà traité cette question, mais examine seulement l'influence que le tréfileur peut avoir sur la vie des câbles; il fait quelques remarques à ce sujet et, en particulier, à propos de l'acier employé, des fils-machine, du procédé dit de « patentage » et des progrès réalisés dans la lutte contre la corrosion par l'utilisation du fil traité par galvanisation et subissant ensuite une passe de tréfilage.

On peut améliorer également la résistance à l'usure par des procédés particuliers de fabrication de même que la résistance à la fatigue; l'auteur insiste particulièrement sur ce point: tout traitement conduisant à un état élevé de plasticité améliore les propriétés du fil.

### N° 2.

#### Les câbles en acier utilisés dans la pratique de l'extraction,

par l'Association des Fabricants de Câbles du Royaume-Uni.

Ce mémoire commence par un bref aperçu historique de la fabrication des câbles d'extraction, qui ne donne aucune indication technique bien définie en rapport avec la construction actuelle des câbles. Il est suivi d'un chapitre traitant de la composition de tous les câbles métalliques ronds bien connus, des câbles plats en fils ronds, ainsi que des câbles clos en fils profilés.

Les câbles doivent pouvoir absorber les efforts dynamiques et cette propriété est liée à leur élasticité.

Il est plus important d'avoir un câble élastique qu'un câble à grand coefficient de sécurité, qui ne représente pas nécessairement sa capacité de résister aux diverses sollicitations de service.

Le mémoire décrit les différentes machines utilisées en câblerie et les précautions qu'il y a lieu de prendre dans la fabrication des différents systèmes de câbles, les dispositifs utilisés pour la construction des câbles dont les fils et torons sont, avant ou après fabrication, assurés contre toute déformation ultérieure provenant de la nervosité des fils.

Le rapport passe en revue les modes de graissage, la fabrication des âmes ainsi que les méthodes modernes relatives aux constructions Seale, Warrington, avec fils de remplissage, etc... Il traite aussi de la fabrication des câbles à torons plats et triangulaires, ainsi que les câbles clos avec fils profilés.

Un chapitre très intéressant également est celui relatif aux comparaisons entre les essais sur éprouvettes entières avec amarrage direct entre les mâchoires des têtes de la machine et par culottage au moyen de métal blanc des extrémités de l'éprouvette, entre essais sur éprouvettes entières et ceux sur fils ou sur torons; les résultats de ces essais permettent de déduire la perte au câblage.

La première partie se termine par des indications sur l'emmagasinage des câbles de mines et sur le placement des câbles sur les tambours cylindriques.

La seconde partie débute par la comparaison des avantages et désavantages des tambours bicylindriques, cylindriques parallèles et des poulies Koepe. Il y est procédé à une analyse des facteurs qui influent sur la vie des câbles les plus couramment utilisés, câbles à torons ronds, à torons triangulaires et câbles clos; le câble clos semble le plus indiqué pour les installations de tambours cylindriques à couches d'enroulements multiples et pour les installations où la pression unitaire sur le câble est relativement élevée.

Les principaux facteurs examinés sont les rayons d'enroulement initial et final sur les différents tambours, la pression unitaire sur le câble à l'enlèvement du fond, la largeur du tambour et son influence sur l'angle de déflexion en même temps que sur l'augmentation possible du rayon initial d'enroulement, la nature de la surface des appareils d'enroulement, acier ou douves en bois, les efforts de détorsion de la couche extérieure du câble par suite des frottements dans les rainures des appareils et des différentes spires de câble l'une sur l'autre, lors de l'enroulement sur les tambours.

En ce qui concerne les câbles utilisés sur poulie Koepe, des comparaisons intéressantes sont données sur l'utilisation des différents types de câbles, à torons ronds, à torons triangulaires de fabrication ordinaire et de fabrication Seale et câbles clos utilisés sur poulie motrice située au sol ou dans le chevalement, ainsi que sur les sollicitations diverses que subissent les câbles d'après la nature de ces installations.

Le mémoire insiste sur l'importance de la fabrication appropriée des câbles qui fonctionnent sur poulies Koepe du fait que, dans ce type d'installation, la transmission du couple de la poulie motrice au câble s'effectue par la surface du câble via les fils extérieurs: dès lors, si le câble est

« mou », tout mouvement léger répété des fils extérieurs durant la transmission des forces sera cause de tensions locales supplémentaires.

Les considérations relatives au fonctionnement d'un câble clos sur installation Koepe à la mine de Murton sont du plus haut intérêt. De plus amples renseignements concernant cette installation sont donnés dans la publication « Câbles d'extraction pour installations Koepe. - Détermination du coefficient de frottement », par H. Hitchen et G.H. Boden (*Iron Coal Tr. Rev.*, 155, 1947, 1155) et dans l'article « Considérations sur le câble d'extraction Koepe », par H. Hitchen (*Revue Pact*, n° 3 - juin 1950, p. 254, n° 4 - août 1950, p. 552, n° 5 - octobre 1950, p. 400).

Après quelques considérations sur les câbles d'équilibre, les câbles-guides et l'influence de l'enroulement en câble haut et en câble bas sur la vie des câbles, les auteurs donnent un compte rendu très intéressant sur les mesures des efforts dynamiques dans les câbles d'extraction, effectuées en Angleterre, et les enseignements qui en ont été déduits pour améliorer la marche des installations.

Les appareils, qui ont été utilisés sont le « Cambridge decelerometer », le « micro-strain gauge » et le « microtensiometer » (Voir *Paper* n° 78, *Safety in Mines Research Board*).

Des améliorations importantes aux guides des cages, notamment par le placement de rouleaux en caoutchouc, ainsi qu'aux guidonnages dans les puits, ont permis d'obtenir des conditions de fonctionnement beaucoup meilleures pour les câbles.

Un point très important, que les auteurs ne font qu'effleurer, est celui du « facteur de capacité » qui, pour les puits profonds, surtout en Afrique du Sud, tend à détrôner la notion de « coefficient de sécurité ». On choisit un coefficient de sécurité à l'attache du câble à la cage (charge de rupture du câble, divisée par le poids de la cage chargée au maximum, plus le poids des attirails), dépendant de la longueur du câble dans le puits; on se base sur le fait que, plus un câble est long, plus il est élastique, et par conséquent capable d'absorber les sollicitations dues à l'extraction.

Un tableau donne la comparaison entre les coefficients de sécurité suivant la méthode habituelle et les facteurs de capacité pour toute une série d'installations en Angleterre.

On recommande un facteur de capacité de :

- 15 à 14 pour les câbles à torons ronds,
- 12 à 15 pour les câbles à torons triangulaires,
- 11 à 12 pour les câbles clos.

Le mémoire se termine par des renseignements très intéressants sur les câbles des installations d'extraction par plans inclinés et des installations de transporteurs aériens,

### N° 3.

#### La pratique des câbles d'extraction dans les mines anglaises,

par B.L. METCALF.

Après un court historique des différents câbles utilisés en Angleterre, l'auteur mentionne les qualités de fils d'acier, les constructions et genres de

câbles que l'on rencontre le plus souvent, câbles à torons ronds, à torons plats (triangulaires), à couches multiples de torons et câbles clos ainsi que leurs avantages et leurs inconvénients.

L'auteur rappelle les principaux points de la réglementation relative aux câbles d'extraction en Grande-Bretagne et rend compte de l'expérience acquise par les changements apportés dans la construction des câbles mentionnés (sens unique de toronnage des câbles clos ou bien toronnage en sens alterné pour les différentes couches, utilisation des fils de remplissage pour les câbles à torons ronds et triangulaires, constructions Warrington, Seale, etc...).

Des détails sont également donnés sur les essais de câbles, les systèmes d'attache des câbles aux tambours (pattes de fond), les angles de déflexion et le rainurage des tambours.

En ce qui concerne les coefficients de sécurité, la seule prescription du règlement anglais est que l'attache du câble doit résister à une charge égale à 7 fois la charge maximum de service; d'autre part, avec les puits qui s'approfondissent de plus en plus, on en arriverait bientôt, si l'on adoptait

un coefficient de sécurité de 7 en tous les points d'un câble, à ce qu'il puisse uniquement soutenir son propre poids; une attention particulière doit donc être accordée à la notion du « facteur de capacité », tel que l'a défini Vaughan et qui est le rapport entre la charge de rupture du câble et le poids de la cage et des agrès, car quand on atteint une profondeur telle que le poids du câble équivaut à 35 % du poids de la charge suspendue, l'effet des chocs cinétiques dus aux changements de vitesse soudains est constant ou diminue.

L'auteur déduit qu'en adoptant un facteur de capacité de 12 pour un câble neuf, tombant à 8 lors de l'enlèvement, on peut être assuré d'obtenir un coefficient de sécurité minimum de 6 en tout point du câble, dans les limites de la profondeur critique, et un minimum de 4,5 jusque 6.000 pieds de profondeur.

Le tableau ci-dessous montre la variation du coefficient de sécurité lorsque la profondeur du puits augmente, avec un « facteur de capacité » de 10 pour câbles clos, 12 pour câbles à torons triangulaires et 15,5 pour câbles à torons ronds.

Charge et profondeur		Coefficient de sécurité		
Charge cage et agrès (t)	Profondeur du puits (pieds)	Câbles à torons ronds	Câbles à torons triangulaires	Câbles clos
5	1.000	10,4	9,6	8,5
10	1.500	9,6	8,7	7,8
15	2.000	8,5	7,9	7,0
25	3.000	—	—	6,2

L'auteur analyse ensuite les causes des efforts dynamiques et les moyens employés pour les déceler, les mesurer et les réduire.

Un chapitre a trait au graissage des câbles et les suivants sont relatifs aux effets de la détérioration des câbles (usure, corrosion, fatigue, fatigue de corrosion, durcissement de la surface des fils, tirebouchonnage des câbles clos), à la résistance des câbles usagés, à l'examen des câbles déplacés, à la confection des attaches, au coupage des pattes aux câbles-guides, aux câbles d'équilibre et aux câbles de plans inclinés.

#### N° 4.

### La pratique des câbles d'extraction dans les Mines de l'Ontario,

par le « Ontario Mining Association Committee on Hoisting Ropes ».

Immédiatement après l'accident dû à une rupture de câble à la Mine Paymaster en 1945, ayant occasionné la mort de 16 mineurs, une commission a été instituée pour rechercher la cause de cet accident et pour en éviter le retour. Les conclusions des recherches ont été publiées dans les « Department of Mines Bulletins », n°s 158 et 158a : « Investigation sur la sécurité de l'équipement de l'extraction

et la pratique de l'extraction dans les Mines de l'Ontario ».

Il s'ensuit des modifications au « Handbook of Rules Governing the Operation of Mines ». Le travail envisagé fait état des modifications, des circulaires d'informations demandées en 1950 aux différentes mines à l'occasion de cette étude ainsi que des données envoyées à l'occasion de circulaires similaires en 1945 et 1946.

Les renseignements donnés ne présentent rien de particulièrement nouveau pour nos régions et sont relatifs à la fabrication des câbles, à l'équipement des machines d'extraction, aux types de cages et de skips.

La partie de la communication relative au coefficient de sécurité constitue une nouveauté intéressante en ce sens que la méthode du « Capacity Factor » de Vaughan a été améliorée. Le nouveau règlement de l'Ontario spécifie que le coefficient de sécurité à l'enlèvement ne pourra jamais être inférieur à 6 pour des profondeurs de puits jusque 2.000 pieds et jamais inférieur à 5 au delà de 2.000 pieds.

La fixation de 5 comme limite inférieure répond aux objections de certaines autorités qui faisaient remarquer que, pour des profondeurs de plus en plus grandes, on arriverait, avec la méthode du « facteur de capacité » de Vaughan, à un coefficient de sécurité qui approcherait de 0.

Les chapitres relatifs aux guidonnages et aux guides de cages donnent quelques renseignements relatifs aux rouleaux employés dans certaines mines. Des expériences très intéressantes ont été faites sur les parachutes également, encore qu'elles n'apportent rien de nouveau sur ce qui a été fait à ce sujet en Europe. Suivent les chapitres relatifs aux taquets, détériorations des câbles, usure, corrosion, entretien des gorges des poulies et molettes, lubrification, entretien et aux essais des câbles.

Des recherches du plus haut intérêt ont été poursuivies et sont relatives aux points suivants :

- 1) Les essais non-destructifs sur les câbles d'extraction;
- 2) Les essais dynamiques;
- 5) L'amélioration des lubrifiants de câbles d'extraction.

1) L'appareil électronique Geco (dérivé du cyclographe Du Mont) pour l'essai des câbles a donné lieu à l'appréciation suivante : aucune méthode facile n'a été trouvée jusqu'à présent avec l'aide de ces instruments pour prévoir la rupture prochaine d'un câble ou pour trouver sa résistance en fonction de sa vétusté. L'examen métallurgique détaillé des câbles ayant été déplacés pour vétusté, en vue d'analyser la nature et les causes de ruptures individuelles de fils, est encore loin d'être complet.

En ce qui concerne l'appareil de la Mac Phar Engineering Cy de Toronto (méthodes de magnétostriction pour déterminer les ruptures dans les câbles), essayé sous le patronage de l'Ontario Mining Association, on signale que : « L'appareil a été seulement mis au point pour les recherches de laboratoires, mais il est prévu que des essais sur chantier seront effectués dans un avenir prochain ».

2) Ces essais ont eu lieu avec des câbles en mouvement sur des poulies de différents diamètres et sous des charges différentes. Ils n'ont pas été terminés à temps pour figurer dans la présente communication.

5) Ces essais ne sont pas terminés.

Les études et les essais, bien qu'inachevés, permettent de se rendre compte des efforts effectués pour augmenter la sécurité de l'extraction dans les mines de l'Ontario. On est déjà arrivé à des résultats sensibles, mais c'est une vigilance continuelle et des recherches encore plus poussées qui amèneront de nouveaux et substantiels progrès.

## N<sup>o</sup> 5.

### La pratique des câbles d'extraction dans le Witwatersrand,

par MM. J. DOLAN, W.G. JACKSON et L.T. CAMPBELL PITT.

Le Witwatersrand possède une industrie métallurgique et des fabriques de fil d'acier dur pour câbles de mines à Iscor (Prétoria) et à Usco (Vereeniging). Les expériences effectuées par ces tréfileries démontrent que les fils d'acier basique sont de qualité égale à ceux d'acier acide. On procède à des essais de torsion et de flexion comme partout ailleurs; cependant, des conclusions erronées peu-

vent être déduites des essais qui provoquent une destruction trop rapide des fils et, en particulier, ce ne sont pas nécessairement les fils donnant les meilleurs résultats aux essais de flexion qui feront le meilleur service.

Les câbles préformés, dont l'usage s'est généralisé depuis quelques années, ont donné de bons résultats. Les fils fabriqués en acier Duplex et ceux en acier acide ont donné à peu près les mêmes résultats.

Le mémoire donne des renseignements très intéressants sur la manutention et l'emmagasinage des câbles, le placement sur les appareils d'enroulement, le remplacement des câbles, le service d'inspection et d'entretien, le graissage, la composition des lubrifiants, les allongements en service et le réglage de la longueur des câbles pour le service de l'extraction, les phénomènes qui apparaissent en service tels que le tirebouchonnage et les paniers à salade, la mise à taquets, les comparaisons de durée de service des câbles de différentes fabrications dans des cas déterminés, la composition des câbles et la charge de rupture des fils, l'usure, l'indentation des fils, la corrosion, les flexions, la fatigue et l'influence des types de machine d'extraction sur les câbles (commande à vapeur ou électrique).

Les auteurs insistent particulièrement sur le fait que, plus un câble est long, plus grande est sa capacité d'absorption vis-à-vis des efforts dynamiques qui lui sont imposés par les conditions d'extraction.

Les règlements sud-africains actuels :

- a) ne spécifient aucun coefficient de sécurité pour les installations où se fait uniquement l'extraction des produits;
- b) stipulent un coefficient de sécurité de 6 pour les installations servant uniquement au transport du personnel;
- c) stipulent un coefficient de sécurité de 6 pour les installations d'extraction qui servent également à la translation du personnel, la charge « personnel » étant limitée à 85 % de la charge « minéral »;
- d) permettent une réduction du coefficient de sécurité pour les puits profonds, avec autorisation du Département des Mines.

Des renseignements sont donnés sur les prescriptions réglementaires ayant trait à l'entretien des câbles en service, les essais, le contrôle; l'essai dit de « résilience » est particulièrement recommandé. Il est donné par la surface du diagramme charge-allongements, lors de l'essai de rupture sur éprouvettes prélevées à la patte; cet essai a depuis 1958 été de plus en plus utilisé par les usagers de câbles d'extraction; l'évolution des résultats des essais successifs est susceptible de donner des indications précieuses sur le moment optimum pour la mise hors service des câbles. Citons encore les chapitres relatifs à l'incidence sur les câbles du type des appareils d'enroulement, aux relations entre le choix de l'appareil d'enroulement, ses dimensions, la puissance du moteur d'extraction et tout l'équipement, aux dérogations qui peuvent être obtenues pour l'abaissement des coefficients de

sécurité pour les puits profonds en adoptant un facteur de capacité réduit.

Actuellement, dans le Rand, les puits principaux sont toujours verticaux et ont une profondeur maximum de 5.000 à 6.000 pieds. Un second puits vertical permet d'atteindre la profondeur de 7.500 à 9.000 pieds. Comme le « Reef » plonge de plus en plus, des plans inclinés permettent d'atteindre des profondeurs supérieures à 9.000 pieds.

## N° 6.

### Quelques aspects de la pratique des câbles d'extraction américains, par H.A. WALKER et JOSIAH GERRANS.

Aux États-Unis, le diamètre des câbles d'extraction ronds utilisés dans les puits verticaux varie de  $3/4$ " à 2". Les auteurs se réfèrent principalement aux installations de grande profondeur de la Homestake Mining Company à Lead, South Dakota, dont certains treuils se classent parmi les plus grands en usage dans les mines. Les câbles sont principalement du type  $6 \times 19$  avec âme textile et on emploie surtout l'acier « improved plow steel », qui correspond à la nuance 170/180 kg/mm<sup>2</sup>. Dans la catégorie  $6 \times 19$ , trois compositions différentes sont normalement spécifiées :

- 1)  $6 \times 19$  Seale (1-9-9), convenant surtout aux installations avec tambours et poulies de grand diamètre;
- 2)  $6 \times 21$  à fils de remplissage, (1-5-5-10) un peu plus flexible que le  $6 \times 19$  Seale;
- 3)  $6 \times 25$  Seale Special à fils de remplissage (1-6-6-12), employée sur installations à tambours et poulies de faible diamètre ou dans des puits peu profonds où l'enroulement est simple (en une seule couche).

Le câblage Lang est beaucoup employé sur les gros treuils; le câblage croisé est recommandé là où il est important de réduire au minimum la tendance à la giration ou quand le câble est très exposé à la corrosion. A Homestake, on utilise avec succès depuis 1922, le câblage Lang et la composition  $6 \times 19$  Special Seale (1-5-5-10) pour les câbles d'extraction principaux de 1 7/8" de diamètre.

Quand le câble est enroulé sur tambour en une seule couche, il travaille dans les meilleures conditions, mais cela nécessite généralement un tambour de grand diamètre et de grande largeur. Il y a beaucoup d'installations où le câble, enroulé en deux couches, fonctionne de façon satisfaisante; dans certains cas les câbles avec enroulement en trois couches ont une bonne durée de service.

Le rapport du diamètre du tambour à celui du câble est de 72 à 90. L'angle de déflexion (angle compris entre les deux droites menées à partir de la molette, d'une part, perpendiculairement au tambour et, d'autre part, jusqu'à la joue de ce dernier) ne dépasse pas  $1 \frac{1}{2}^\circ$  pour tambours non rainurés; pour les tambours rainurés de grand diamètre, on va jusque  $2^\circ$ . Les auteurs s'étendent assez longuement sur l'importance de la valeur maximum de cet

angle dans divers cas d'enroulement à couches multiples.

On recommande, en règle générale, de faire les tambours et molettes en acier coulé; quand la pression unitaire exercée par le câble sur la gorge est élevée, l'acier au manganèse donne les meilleurs résultats.

Comme type d'attache de câble (patte), la patte clamée est en faveur pour les gros câbles dans les puits profonds.

Les auteurs traitent ensuite de la question des gorges de poulies et tambours. Le maintien de la dimension exacte et du profil de la gorge des molettes contribue beaucoup à augmenter la durée de service des câbles, principalement dans les installations importantes sur puits profonds. Aux treuils principaux de la Homestake Mining Company, on vérifie tous les mois le profil de la gorge des molettes à l'aide d'un calibre spécial. La gorge doit être ramenée au diamètre standard lors des remplacements de câbles. Le mémoire décrit une machine à meuler portative pour rectifier sur place les gorges des molettes non démontables.

L'exposé donne des renseignements intéressants concernant l'enroulement sur tambour. Le rainurage hélicoïdal (en spirale) de la face du tambour convient mieux que les rainures parallèles dans la plupart des applications. Quand on enroule en deux couches, il faut munir le flasque du tambour rainuré d'un segment rapporté. Le point de l'autre flasque où finit la deuxième couche ne reste pas constamment le même; dès lors, si l'enroulement doit se continuer par une troisième couche, il n'est plus possible d'aider le câble par un segment rapporté, car la position de celui-ci sur le flasque du tambour devrait être changée constamment. Lorsqu'il n'y a que deux couches, les endroits du câble où celui-ci souffre le plus par frottement sont espacés régulièrement et il est possible de les répartir par des coupages périodiques à l'attache au tambour.

Plus il y a de couches, plus le câble souffre par abrasion; l'usure aux endroits de passage d'une couche à la suivante devient chaque fois plus forte.

Les auteurs examinent les avantages et désavantages, au point de vue tenue des câbles, de la mise des cages ou skips sur taquets; ils citent un système de signalisation pour puits, utilisé à Homestake, qui comprend un dispositif de sécurité à feu rouge s'allumant quand les taquets de cage sont sortis. Le mécanicien ainsi prévenu évitera de donner trop de mou au câble.

Pour le graissage en service, les lubrifiants épais sont les meilleurs protecteurs des câbles, mais il est douteux qu'il pénètrent bien à l'intérieur du câble même s'ils sont chauffés préalablement, car ils se figent rapidement sur la surface du câble froid. Depuis quelques années, la tendance en Amérique est d'utiliser des lubrifiants légers et moins visqueux, qu'on applique par égouttage ou pulvérisation. Dans certaines mines, on a ajouté au dispositif de graissage usuel un système secondaire par égouttage. Récemment, on a amélioré le graissage en ajoutant des agents inhibiteurs aux lubri-

fiant légers. Certains de ces agents sont du type polaire et ont tendance à porter le lubrifiant directement à la surface du métal en excluant l'humidité. Les auteurs suggèrent l'emploi d'indicateurs radioactifs permettant de déterminer jusqu'à quel point les divers lubrifiants pénètrent à l'intérieur du câble.

Il décrivent ensuite les méthodes de contrôle des câbles en service à Homestake. La résistance d'un câble usé est donnée par des tableaux, fournis par une câblerie américaine, en fonction de deux facteurs toujours observables : le degré d'usure, apprécié par l'examineur, et le nombre de fils brisés sur une longueur égale au pas de câblage, à l'endroit le plus défectueux du câble. Comme il est impossible de tenir compte d'autres facteurs, tels que diminution de diamètre, corrosion, perte de résilience, détériorations locales, il est bon d'établir un diagramme de corrections, en comparant les indications du tableau avec les résultats d'essais effectués sur les câbles provenant de la même installation, après leur enlèvement.

Les auteurs terminent par quelques considérations sur l'avenir des câbles en acier dans les mines et estiment que l'on doit prévoir autant de progrès que dans le passé. Les recherches devraient être orientées vers la mise au point d'une méthode d'essai non destructif, apparentée à la méthode électrique employée pour la détection des défauts dans les rails en acier. Mention est faite des résultats encourageants obtenus par la General Engineering Co de Toronto avec le cyclographe de Du Mont.

#### N<sup>o</sup> 7.

### Extraction à grande profondeur à la mine d'or de Kolar (Indes Anglaises),

par J.W.P. CHALMERS  
et A.H.P. FITZPATRICK.

Cette communication ne concerne que les câbles en service dans le passé et actuellement, au puits Gifford de la « Champion Reef Gold Mines of India Ltd ».

La profondeur maximum d'extraction est de 6.565 pieds; cette profondeur relativement grande ainsi que l'utilisation de chaînes pour l'attache de la cage et de taquets ont accentué les problèmes relatifs aux câbles. On a rencontré des difficultés qui ne s'étaient pas présentées pour des câbles utilisés dans les autres puits verticaux de profondeur allant jusque 4.000 pieds.

Les auteurs décrivent les caractéristiques, le comportement et les performances des quatre paires de câbles utilisées depuis le début de l'équipement du puits Gifford et tirent les conclusions des résultats obtenus jusqu'à présent.

Ils passent en revue les points suivants :

Description des installations - Caractéristiques des câbles - Essais, placement et changement des câbles - Confection des attaches - Variation en service dans les diamètres et pas de l'hélice du toronnage - Torsion dans le câble - Molettes - Coefficients de sécurité - Service des câbles - Graissage - Conclusions.

#### N<sup>o</sup> 8.

### Etude sur les essais de fils des câbles d'extraction,

par P. TEISSIER.

Il n'existe pas en France de machine d'essai pour câbles de mines, permettant d'obtenir la rupture sur éprouvette entière pour les hautes charges de rupture actuellement employées. Aussi, le Service des Mines envisage-t-il, dans son nouveau projet de Règlement général, d'autoriser dans certains cas les essais réglementaires à partir d'essais sur les fils composant ces câbles.

L'auteur se propose d'établir une norme d'essai des fils métalliques, de tirer des conclusions des comparaisons d'essais systématiques exécutés dans divers laboratoires et d'indiquer ce qu'on peut tirer d'un examen approfondi d'essais de câbles fil par fil.

Il décrit les conditions d'essais relatifs à une nouvelle norme française pour les essais de traction, torsion, flexion et enroulement sur fils et signale les enseignements découlant d'une série d'essais comparatifs effectués sur des éprouvettes provenant de même rouleaux de fils, effectués dans dix laboratoires d'essais français.

L'étude d'un certain nombre de câbles en service paraît indiquer que des essais effectués sur tous les fils d'un câble peuvent donner des renseignements intéressants, tant au point de vue du dépistage du câble français, d'étudier les conditions de réception câble en cours de service.

Ces études ont permis aux Charbonnages de France, en collaboration avec les fabricants de câbles français, d'étudier les conditions de réception des câbles métalliques ronds d'extraction. La communication donne le texte relatif aux essais sur fils de ce cahier des charges.

#### N<sup>o</sup> 9.

### La pratique des câbles d'extraction en Belgique,

par Y. VERWILST.

Voici le sommaire de cette communication :

*La Réglementation officielle sur les câbles d'extraction en Belgique :*

Les articles du Règlement.

Les circulaires ministérielles.

Les circulaires émanant de la Direction générale des Mines.

*Règles particulières :*

Les spécifications Ocachar.

Les spécifications A.I.B.

La réception des câbles.

Les statistiques des résultats d'essais.

*Essais de laboratoires :*

Les enseignements de la statistique du contrôle des câbles.

Les charges de rupture unitaire maxima pour les fils.

Coefficients de sécurité.

**Sécurité :**

Les services de contrôle des câbles d'extraction de l'A.I.B.

Méthodes de contrôle des câbles d'extraction.

**N° 10.****Les câbles d'extraction sur poulies Koepe pour puits principaux dans les Pays-Bas,**

par J.W. KLEINBENTINK.

Sur un total de 27 puits principaux dans les Pays-Bas, il y en a 22 qui sont équipés avec des poulies Koepe.

La communication présente se propose de discuter les avantages et les inconvénients du système.

Il a été admis aux Staatsmijnen que les avantages l'emportent sur les inconvénients; ceux-ci doivent être réduits le plus possible par des mesures appropriées.

En ce qui concerne le glissement, la pratique aux Staatsmijnen montre qu'il ne peut être considéré comme un réel inconvénient.

L'impossibilité de couper des pattes ne constitue pas non plus un réel désavantage. On constate en effet que les fatigues excessives se manifestent ailleurs que dans les parties des pattes.

Le seul réel désavantage du système Koepe est constitué par l'impossibilité d'exploiter à deux cages un autre étage que celui du fond.

La descente des matériaux doit aussi se faire avec prudence si l'on ne veut pas risquer le glissement.

En plus de stipulations générales, les conditions particulières réglementaires suivantes sont d'application pour les câbles sur poulie Koepe : 7 (au lieu de 6) comme coefficient de sécurité statique au placement et 6 à l'enlèvement, 2 ans comme durée maximum de service, sauf dérogation spéciale.

La méthode de l'ouverture des câbles en service n'étant pas utilisée en Hollande, on recourt à des méthodes statistiques dépendant du nombre de fils brisés extérieurs pour décider du moment de l'enlèvement des câbles. Un appareil électro-magnétique détecteur de fils brisés a été expérimenté.

D'après l'auteur, il est difficile de déterminer la meilleure construction de câble pour un travail déterminé, aussi longtemps que le problème de la qualité de manufacture restera une variable au lieu d'un facteur constant; pour les Staatsmijnen, l'expérience a montré que le câble ordinaire à torsions ronds ne convient pas pour les poulies Koepe, que, pour les puits profonds, il faut des câbles à module d'élasticité élevé pour éviter les allongements élastiques excessifs et que la construction Seale n'est pas préférable aux autres pour les installations Koepe sur tours.

Le niveau le plus bas d'exploitation est seulement de 750 m en Hollande. Pour les plus grandes profondeurs, un très ingénieux système d'égalisation de l'allongement du câble pour l'accrochage du fond a été imaginé par A. Burgemeester du Département mécanique des Staatsmijnen. La figure 1 en donne la représentation. La partie (a) de la

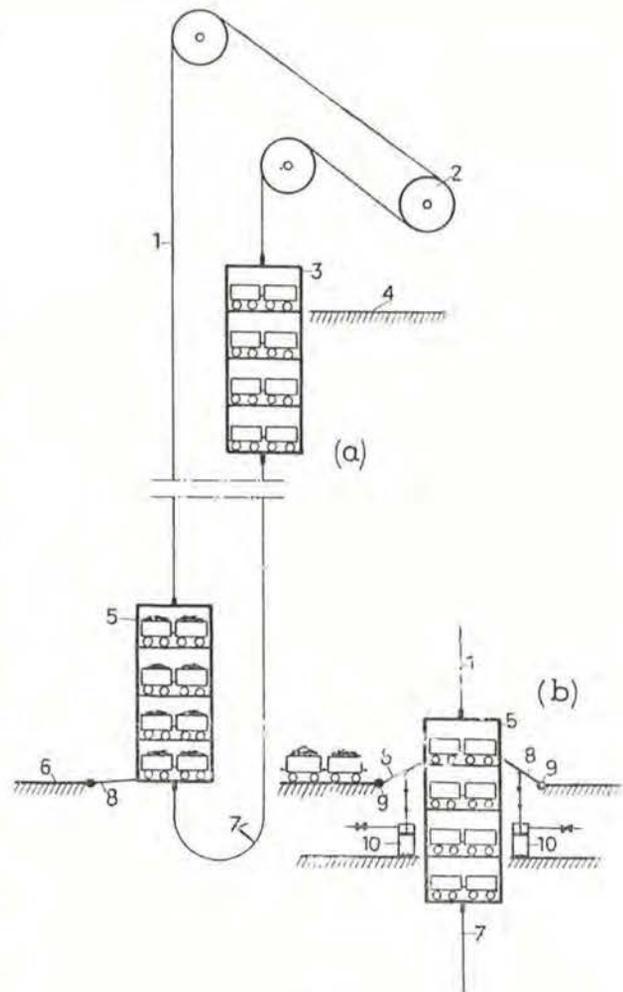


Fig. 1.

figure représente le système Koepe normal, tandis que la partie (b) représente le nouveau système à l'accrochage du fond. Le chargement de la cage commence par le plancher supérieur. Les pistons des cylindres à air comprimé 10 sont reliés aux plates-formes mobiles, qui appuient sur le plancher de la cage avec une force égale au poids du chargement de quatre wagonnets (en l'occurrence). De cette façon, la plate-forme ne dépasse en aucun cas l'inclinaison limite de 20°.

Pour terminer, quelques indications sont données sur les attaches de câbles aux cages et sur le placement des câbles.

**N° 11.****Les câbles d'extraction dans la Ruhr,**

par H. HERBST.

La première partie traite des installations d'extraction. Celles-ci comportent 385 puits avec 506 machines, dont 261 puits principaux avec 564 installations d'extraction, parmi lesquelles il convient de citer spécialement celle de la mine Hannover qui est la seule installation à câbles multiples existant actuellement.

Les profondeurs sont données par le graphique (fig. 2) et les charges par le graphique (fig. 3).

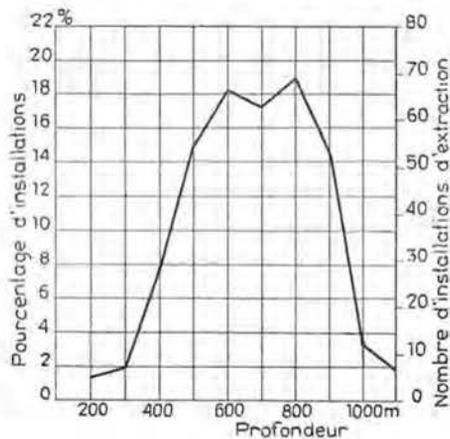


Fig. 1.

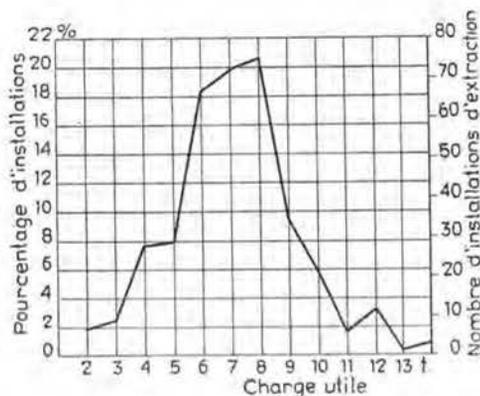


Fig. 2.

Les molettes sont en acier et de construction soudée, les jantes et les bras en laminé, et le noyau en coulé. Le rapport diamètre poulie — diamètre câble est environ 50.

Les guides dans le puits sont en bois de qualité spéciale (le bois préféré est le pitch-pine ou le jarrah d'Australie). Ils présentent sur l'ancien type de guidonnage Briart les avantages de la douceur de glissement de la cage et de la rapidité des réparations, et, par rapport aux guides-câbles, l'avantage d'une utilisation meilleure de la section du puits.

Sur 564 machines, il en existe 545 avec poulie Koepe et 19 avec tambours. La commande par vapeur est utilisée le plus couramment. Toutefois, parmi les 18 plus récentes installations, 12 sont à commande électrique. Parmi les machines électriques, 14 (dont 5 petites machines) sont installées au sommet du chevalement. La vitesse maximum autorisée pour les produits est de 20 m/sec et, pour le personnel, 12 m/sec. Elle est seulement de 6 m/sec pour les machines à vapeur et de 8 m/sec pour les machines électriques, quand la charge n'est pas équilibrée pour les deux cages.

Le rapport du diamètre poulie Koepe au diamètre du câble va de 110 à 150 et la pression spécifique

du câble va de 11 à 15 kg/cm<sup>2</sup>; la moyenne est de 12.

L'auteur ne dit pas quelle est, d'après l'expérience, la meilleure garniture pour gorges de poulies Koepe. Lorsque les molettes sont côte à côte, pour 100.000 révolutions de la poulie d'entraînement et pour une pression spécifique moyenne de 12 kg/cm<sup>2</sup> et un câble à torons ronds, l'usure est de 1 mm pour alliage léger, 1,5 mm pour le cuir, 5 à 5,2 mm pour garniture fabriquée et caoutchouc à trame de coton, 6 à 10 mm pour le bois. Pour molettes et poulie dans le même plan, cette usure est de 40 à 50 % moindre.

Des indications sont données sur les conditions auxquelles doivent satisfaire les freins et les sécurités des machines d'extraction. Les coefficients de sécurité pour le transport du personnel sont de 9,5 au placement et 7 à l'enlèvement pour les câbles sur installations Koepe. Dans certaines conditions, ces nombres peuvent descendre à 8,5 et 7. En corrélation avec l'augmentation de la profondeur du puits, il est question de diminuer les coefficients de sécurité au placement en adoptant la formule suivante :

$$\text{Translation du personnel} \dots 9,5 - 0,001 T$$

$$\text{Produits} \dots 7,2 - 0,0005 T$$

T étant la profondeur en mètres.

Le maximum autorisé pour la charge de rupture unitaire des fils composant les câbles d'extraction est de 180 kg/mm<sup>2</sup> pour les fils clairs et 170 kg/mm<sup>2</sup> pour les fils galvanisés; dans le calcul de la résistance des câbles, d'après la somme des résultats obtenus sur les fils qui les composent, on ne peut retenir les fils donnant des résultats supérieurs à 200 kg et 190 kg/mm<sup>2</sup> respectivement et l'auteur en donne les raisons.

Il décrit les conditions auxquelles les fils doivent satisfaire aux essais et fait remarquer que, sauf considérations spéciales, les câbles à couches de torons multiples ne sont pas admis pour les installations d'extraction.

Le règlement recommande de ne pas descendre en dessous de 2,2 mm de diamètre pour les puits principaux et 1,5 mm pour les puits intérieurs, car les fils relativement gros ont une meilleure tenue en service que les fils de faible diamètre. On a rarement employé des fils d'un diamètre supérieur à 5 mm.

Le plus grand nombre de câbles en service est du type Lang, câblage Seale avec utilisation du système Warrington.

Le contrôle des câbles se fait journellement, toutes les semaines ou toutes les six semaines, suivant des modalités décrites dans la communication, l'intervention de la station d'essai ayant lieu si les contrôles décèlent quelque chose d'anormal. Le personnel de contrôle de la station d'essai subit une formation spéciale.

La durée maximum de service des câbles sur poulie Koepe est de deux ans. Des autorisations de durée supplémentaire de six mois en six mois peuvent être obtenues sur avis motivé de la Station d'essai.

Pour le graissage, on emploie le plus souvent un vernis adhésif et élastique ou des graisses dans du

solvant dont l'évaporation laisse subsister une mince couche de lubrifiant, qui ne contrarie pas l'adhérence du câble sur la poulie d'entraînement.

Les durées moyennes de fonctionnement augmentent régulièrement depuis 1936 et il y a lieu de croire, entre autres, à une amélioration dans la fabrication. Des formules sont données pour apprécier les performances des câbles en fonction des données existantes.

La communication s'achève par des renseignements sur les systèmes d'attache, le réglage en service de la longueur et le placement des câbles.

## N° 12.

### Tensions dynamiques dans les câbles métalliques utilisés dans les puits verticaux,

par P.J. POLLOCK et G.W. ALEXANDER.

Le comportement des câbles verticaux, abstraction faite de l'inertie du câble, a fait l'objet de nombreuses analyses; par contre, les études tenant compte de l'inertie du câble sont rares. Le fait de négliger l'inertie implique la supposition qu'un choc subi par le câble à une de ses extrémités est instantanément transmis à l'autre bout et que les tensions sont constantes sur toute la longueur du câble. Si le poids de celui-ci est inférieur au quart de la charge attachée au bout inférieur, ces suppositions sont acceptables et le câble peut être traité comme un simple ressort élastique auquel est suspendu un poids. Mais quand il s'agit de câbles plus longs et plus lourds, la force appliquée lors du freinage met un temps appréciable à atteindre le bout inférieur, ce qui influence fortement les tensions produites.

En 1904, Vaughan tint compte de l'inertie, mais il ne considéra malheureusement que le cas où le tambour de frein s'arrête instantanément et où le choc se termine avant que ses effets se fassent sentir dans le câble. En 1932, Perry et Smith présentèrent une étude dans laquelle ils tenaient compte de l'inertie du câble et ils considérèrent, entre autres cas, celui où le frein produit une décélération du tambour, croissant régulièrement jusqu'à une valeur maximum donnée. Les diagrammes dressés par eux ne permettent pas de conclure si ce type de freinage est avantageux.

Les auteurs du présent mémoire présentent une nouvelle théorie tenant compte de la masse, de la longueur, de la vitesse initiale et du module d'élasticité du câble.

Après être arrivés à une équation générale en utilisant la méthode des opérateurs, ils envisagent successivement les cas suivants :

- 1) décélération constante du tambour;
- 2) décélération croissant uniformément;
- 3) freinage contrôlé par régulateur;
- 4) chute d'une charge dans un skip pendant librement ou introduction d'une berline dans une cage;
- 5) chargement graduel d'un skip;
- 6) démarrage.

En conclusion, la méthode exposée est directement applicable à la plupart des cas rencontrés en pratique. Une décélération croissant uniformément ne présente pas d'avantage si elle est soudainement réduite à zéro quand le tambour s'arrête; une décélération maximum bien définie, dont la valeur est limitée par régulateur, est préférable. Si la décélération croît uniformément, la durée la plus avantageuse du temps requis pour que cette décélération atteigne son maximum est égale à la période fondamentale d'oscillation du système, mais il est essentiel, pour conserver cet avantage, que la décélération décroisse uniformément jusqu'à zéro pendant un temps égal au précédent.

Des hypothèses admises dans cette théorie, la plus discutable est celle de la réflexion parfaite au tambour des ondes de tension; une étude plus poussée devrait tenir compte de l'effet du frottement entre le tambour et la partie du câble qui y reste enroulée. Il serait désirable aussi d'envisager le cas où un amortisseur est intercalé entre la cage et l'extrémité inférieure du câble, pour diminuer la réflexion des ondes de tension en ce point.

## N° 13.

### Accidents aux câbles métalliques de mines dans la pratique des charbonnages anglais,

par A.E. Mc CLELLAND.

L'auteur traite des ruptures de câbles de mines, qui se sont produites pendant 12 ans, de 1938 à 1949 inclusivement. Il analyse ces ruptures, ainsi que les cas de détériorations graves, du point de vue de leur cause principale. Il considère successivement les classes suivantes de câbles :

- 1) câbles d'extraction;
- 2) câbles de traînage servant au transport de personnes et de produits;
- 3) câbles de traînage servant uniquement aux produits;
- 4) câbles d'équilibre;
- 5) câbles-guides.

#### 1. — Câbles d'extraction.

Il y a eu 55 ruptures; le nombre total des câbles en service simultanément n'a jamais été inférieur à 3.000. Trois des ruptures sont dues à des accidents dans le puits; des 32 cas restants, 20 étaient des ruptures dues à la corrosion et à la fatigue combinée à la corrosion. La corrosion peut être combattue par l'emploi de fils galvanisés et par un bon graissage en cours de fabrication et en service. La fatigue est combattue par la suppression des chocs et en évitant les tensions élevées répétées. Il est intéressant de noter que, sur les 20 câbles en question, il n'y en avait qu'un seul qui était galvanisé; c'était un câble clos d'une composition défavorable au point de vue graissage.

Neuf ruptures résultèrent d'une confection défectueuse des attaches de câbles. Dans 2 cas, il s'agissait de pattes coulées et dans les 7 autres cas, de pattes à fils repliés et douille conique. L'auteur remarque que ce dernier type a une efficacité de 100 % quand la patte est bien confectionnée, mais

qu'il devrait être proscrit pour câbles d'extraction pour diverses raisons qu'il expose.

Un câble s'est rompu à cause d'une coque.

D'autres constatations intéressantes sont les suivantes.

Sur les 32 ruptures, 28 se produisirent tandis que la cage montait, 15 eurent lieu à une distance de 6 pieds ou moins de la patte-cage, 19 survinrent dans des puits d'entrée d'air, 28 affectaient des câbles dont l'état dangereux aurait pu être reconnu avant l'accident.

Ces 32 ruptures ne coûtèrent ensemble qu'une seule vie humaine, mais une seule rupture désastreuse pourrait bien entraîner la mort d'un grand nombre d'hommes dans chacune des deux cages il y a donc lieu de veiller tout particulièrement à l'entretien et au contrôle des câbles.

Sur les 46 cas de détérioration grave examinés pendant la période de 12 ans, 24 sont dus à la corrosion et à la fatigue combinée à la corrosion, 9 à la fatigue, 5 à la déformation du câble, 4 à la fragilité superficielle, 2 à la confection défectueuse des pattes, 1 à l'emploi de fils défectueux et 1 à une construction défectueuse du câble. Examinant les 9 cas de détérioration par fatigue, l'auteur signale qu'il y avait 5 cas avec flexion secondaire « accentuée » et il fait ressortir la différence existant entre les effets de cette forme de la flexion secondaire et la forme « normale ». En traitant des 5 cas de déformation du câble, il propose une explication du vrillage des câbles clos, accident qui n'affecte en général que les gros câbles.

En ce qui concerne les 4 cas de fragilité superficielle, l'auteur remarque que cette dernière est généralement due à l'écaillage plutôt qu'à la formation d'une couche de martensite; il cite le cas de câbles à torons triangulaires qui ont pu se détordre quelque peu lors de la pose ou en service, avec le résultat que les torons tournent autour de leur axe et que la pression de la poulie ou du tambour, au lieu de se répartir sur la face du toron, se concentre au voisinage de l'arête saillante de celui-ci.

#### 2. — Câbles de trainage servant au transport de personnes.

Il y eut 28 ruptures pendant la période de 12 ans, dont 9 furent dues à la corrosion et à la fatigue combinée avec la corrosion (sur ces 9 câbles, il n'y en avait qu'un seul galvanisé), 9 à la formation de coques dans les câbles, 5 à la fragilité superficielle, 2 à la confection défectueuse des pattes. L'auteur explique pourquoi la fragilité du métal à la surface qui, dans ces câbles, est généralement due à la formation de martensite, est plus dangereuse que la présente statistique ne pourrait le faire supposer.

#### 3. — Câbles de trainage servant uniquement aux produits.

On examine 56 cas de ruptures résultant de détériorations aux câbles. De ces cas, 20 sont dus à la corrosion et à la fatigue combinée avec la corrosion (sur les 20 câbles intéressés, il n'y en avait

que deux galvanisés), 10 à des coques ou autres déformations, 7 à la confection défectueuse des pattes, 4 à la fragilité du métal à la surface, etc...

Le type de patte à fils repliés et douille conique, dont question plus haut et qui est à l'origine de beaucoup de ruptures, ne peut généralement pas être remplacé par la patte coulée quand il s'agit de câbles de trainage, car il est rarement possible de pouvoir fondre le métal blanc dans le fond. L'auteur donne la description d'une patte convenant pour les câbles en question et qui a été mise au point par le « Safety in Mines Research and Testing Branch » du Ministère du Combustible et de l'Énergie.

#### 4. — Câbles d'équilibre.

Il n'y eut que 4 cas de rupture pendant 12 ans; tous furent dus à la corrosion et à la fatigue combinée avec la corrosion. Un seul des 4 câbles était galvanisé.

#### 5. — Câbles-guides.

Les 7 cas de rupture examinés montrent que la corrosion n'était pas une cause importante de rupture (cela s'explique par le fait que les fils sont gros), mais que l'usure localisée et l'amarrage défectueux avaient une certaine importance.

Dans la conclusion de son mémoire, l'auteur remarque que la corrosion, souvent accompagnée de fatigue, constitue la cause la plus importante de détérioration des câbles de mines en Grande-Bretagne; il indique les remèdes à appliquer pour réduire au minimum les effets des causes de détériorations examinées.

### N° 14.

#### Les recherches sur les câbles d'extraction à la « Ontario Research Foundation »,

par I.A. USHER et L.W. SPROULE.

Le 2 février 1945, la rupture d'un câble d'extraction à la « Paymaster Consolidated Mines Limited, Ontario », occasionna la mort de 16 mineurs.

À la suite de cet accident, un comité fut créé au sein de la « Ontario Research Commission ». Ce comité décida que le premier point du programme devait être la construction d'une machine d'essais pour câbles, qui étudierait les caractéristiques d'endurance des câbles opérant dans des conditions différentes de service, telles que charge, degré de corrosion extérieure, lubrification, diamètres de poulies d'enroulement, genre de gorges de poulie, nature du fil, genre de construction du câble.

Le rapport décrit la construction et le mode d'opération de cette machine d'essais pour câbles, en même temps que les résultats obtenus.

Un des problèmes importants à résoudre était la destruction des câbles essayés dans les mêmes conditions que celles dans lesquelles ils sont détruits en service. Certains renseignements sont donnés mais, les essais n'étant pas terminés, la communication est présentée à titre d'information.

## N° 15.

**Pratique des essais des câbles d'extraction  
dans les exploitations de mines métallifères  
du Queensland (Australie),  
par I.W. MORLEY.**

L'auteur passe en revue l'activité du département des mines en ce qui concerne les essais des câbles dans les exploitations métallifères, portant sur une période de plus de 60 ans. Il s'étend particulièrement sur les essais de torsion de fils individuels et leur interprétation. L'exposé contient des observations relatives à deux cas récents de rupture de câble, survenus dans l'Etat du Queensland, un rapport complet relatif à l'emploi d'un câble clos, dans les mines du Mont Isa, ainsi que des comptes rendus d'essais effectués par les fabricants du câble en question, après mise hors service de celui-ci par les usagers, bien que ce câble n'ait pas été condamné par le département des mines; il décrit enfin des essais de descente en chute libre, effectués avec des cages de sécurité dans les mines du Queensland.

## N° 16.

**Comparaison des réglementations  
des différents pays  
particulièrement  
au point de vue des coefficients de sécurité,  
par M.A. HOGAN.**

Ce mémoire est basé en grande partie sur les travaux du Bureau International du Travail à Genève, pour l'élaboration du « Règlement-type de sécurité pour les travaux souterrains dans les Charbonnages ».

L'auteur passe en revue les lois et règlements relatifs à l'emploi des câbles métalliques dans les mines, en vigueur dans les pays suivants : Belgique, France, Allemagne, Grande-Bretagne, Pays-Bas, Afrique du Sud, Russie, Etats-Unis d'Amérique, Canada, Mexique. Les différents sujets traités, étudiés dans le même ordre que dans le Règlement-type de sécurité du B.I.T., sont :

Qualité des câbles et essais avant mise en service.

Coefficient de sécurité.

Pose des câbles et voyages d'essai avant mise en service pour la translation du personnel.

Visites périodiques des câbles en service.

Degré de détérioration permis.

Renouvellement des pattes.

Durée de vie.

Câbles d'équilibre.

Taquets de sécurité.

Nombre de tours de réserve sur le tambour.

Poulies et tambours.

Câbles de trainage.

Câbles-guides.

L'auteur établit des comparaisons intéressantes entre les prescriptions édictées dans les différents pays et il relève les divergences de vues concernant les essais de câbles et de fils et leur interprétation.

Il s'étend assez longuement sur la question du coefficient de sécurité. Les valeurs imposées pour ce coefficient par les règlements européens se justifient pour puits de profondeur moyenne mais, pour l'extraction à grande profondeur, la spécification d'un « coefficient de capacité » au lieu d'un coefficient de sécurité semble indiquée.

## N° 17.

**L'enroulement en couches multiples  
des câbles clos utilisés pour l'extraction par skips  
à la mine de Broken Hill South Lid,  
par M.C. CRACE et E. GONINAN.**

Ce mémoire donne une description intéressante d'une installation par skip, à câbles clos s'enroulant en plusieurs couches sur leur tambour. Le puits, de section rectangulaire, à revêtement en bois, de 2.400 pieds de profondeur, comporte deux compartiments pour skips. Il y a quatre étages situés respectivement aux niveaux de 1.070, 1.370, 1.940, 2.250 pieds, mais le dernier n'est pas encore en service. Les guides sont en bois. Il s'agit d'un puits d'entrée d'air, relativement sec. Les skips de 5 t sont actionnés par un treuil à deux tambours, commandé par un moteur à courant continu de 875 CV et 55,7 t/m, couplage Ward-Léonard. Les tambours ont 10 pieds de diamètre et 5 pieds de largeur, ils sont rainurés et portent un segment usiné rapporté à l'endroit du passage de la première couche à la seconde. Les molettes ont aussi 10 pieds de diamètre. L'angle de déflexion des câbles d'extraction est de 1°2'; le rapport du diamètre de tambour ou de molette au diamètre du câble est de 87,2. Les câbles clos, de 1 3/8" de diamètre, ont une charge de rupture garantie de 108 t, ce qui, pour une charge maximum de 12,6 t (poids du câble compris), donne un coefficient de sécurité de 8,57 à la pose.

Depuis que les skips ont été mis en service, en 1951, quatre paires de câbles clos ont été utilisées et on a extrait environ 6.000.000 de tonnes de minerai. La quatrième paire était encore en service en 1950. La longue vie des câbles est attribuée aux facteurs suivants :

- 1) Angle de déflexion convenable (1°2');
- 2) Rapport diamètre tambour au diamètre câble très satisfaisant (87,2);
- 3) Longue période d'accélération (22 secondes);
- 4) La charge totale imposée au câble, comprenant les sollicitations dynamiques et de flexion, ne dépasse pas 25 % de la charge de rupture du câble;
- 5) Emploi d'amortisseurs aux taquets des envoies;
- 6) Bon état du guidonnage et du puits vérifié par essais au décéléromètre;
- 7) Emploi de mains-courantes de skip articulées;
- 8) Emploi de pièces rapportées aux endroits de passage de la première couche à la seconde;
- 9) Commande automatique de l'extraction;
- 10) Graissage systématique et efficace du câble.

N<sup>o</sup> 18.Le contrôle électronique des câbles d'extraction,  
par W. SIMPSON.

Ce mémoire est consacré à la description d'un nouveau cyclographe, construit spécialement pour le contrôle des câbles métalliques, et aux essais effectués au moyen de cet équipement en Nouvelle-Ecosse.

Après un historique du développement de la méthode de contrôle électronique, l'auteur donne la théorie de cette méthode. Le cyclographe donne des renseignements intéressants concernant la structure et les tensions dans un objet en métal, étant donné qu'il existe une relation fondamentale entre ces caractéristiques et certaines propriétés magnétiques et électriques des métaux.

L'appareil à contrôler les câbles consiste essentiellement en un oscillateur très sensible et stable. Sa fréquence en service est déterminée par la bobine reliée à l'instrument et traversée par le câble à contrôler. Un champ magnétique est créé dans la bobine quand il ne s'y trouve pas d'objet à essayer. Dans ces conditions, l'énergie fournie par l'oscillateur est représentée par la hauteur verticale de la courbe visible sur l'écran du tube à rayons cathodiques. Mais si un objet métallique est placé à l'intérieur de la bobine, des pertes d'énergie se produisent dans l'objet, réduisant le débit d'énergie de l'oscillateur et diminuant ainsi la hauteur de la courbe sur l'écran du tube à rayons cathodiques.

Les pertes d'énergie dans l'objet contrôlé sont dues aux pertes d'hystérésis magnétique et aux pertes par courants de Foucault. Lors de l'emploi de l'instrument, la seule caractéristique intéressante de la courbe sur l'écran est sa hauteur verticale; on la mesure à l'aide d'une échelle graduée en pouces et dixièmes de pouces.

Tout l'équipement est installé dans un camion-laboratoire, châssis Fargo de 1 5/4 t. Outre le cyclographe et ses accessoires, il y a un dynamomètre enregistreur pour mesurer et enregistrer la tension dans le câble même, quand celui-ci est en mouvement.

L'auteur donne des exemples de diagrammes pris sur différents câbles installés dans des mines de la Nouvelle-Ecosse et il explique comment les résultats doivent être interprétés.

En prenant une série de diagrammes à différentes époques de la vie du câble, il est possible de déterminer l'état de ce câble ainsi que le coefficient de sécurité en tout point de sa longueur. Les essais s'effectuent sans interrompre le travail normal d'extraction et sans endommager le câble.

De tous ces mémoires, ainsi que des discussions au cours des différentes sessions de la Conférence, il y a lieu de tirer les enseignements suivants :

*Fils d'acier durs servant à la fabrication des câbles d'extraction.*

En ce qui concerne la qualité, il semble que les fils de fabrication basique soient sensiblement équi-

valents aux fils de fabrication acide et que, plus leur plasticité est grande, mieux ils se comportent en service. C'est dans le sens d'une augmentation de leurs qualités plastiques que leur fabrication pourra être améliorée et non par l'augmentation de leur résistance unitaire qui semble avoir atteint un palier suffisant.

Les fils tréfilés galvanisés paraissent jouir d'une réputation qui ne fait qu'augmenter, les fils galvanisés à chaud suivant l'ancienne méthode semblant devoir être réservés aux installations où les câbles ne sont pas soumis à fatigue et où c'est principalement la résistance à la corrosion qui doit être considérée.

*Fabrication des câbles d'extraction.*

En ce qui concerne la fabrication proprement dite, rien de spécial n'est à relever si ce n'est le triomphe des procédés Warrington et Seale et l'utilisation la plus générale de petits fils de remplissage pour combler les vides entre les gros fils. Quant aux différents types de câbles, on constate que les opinions diffèrent suivant les pays et les bassins miniers, les genres d'appareils d'enroulement utilisés, la profondeur de l'extraction et l'importance de la charge.

Pour les machines à tambours (cylindriques, lisses et rainurés, bicylindro-coniques), il semble que, lorsqu'il s'agit de fortes charges et de grandes profondeurs, c'est le câble clos qui est le plus avantageux et qu'il l'est de façon absolument certaine lorsqu'il s'agit d'enroulements en couches multiples.

Lorsqu'il s'agit de poulies Koepe, on peut conclure que ce sont les câbles à torons triangulaires et à une seule couche de torons qui sont le plus généralement employés dans la Ruhr, les Pays-Bas et en Grande-Bretagne.

*Coefficients de sécurité.*

On a cité ci-dessus les coefficients de sécurité imposés par les réglementations minières des grands pays représentés à la Conférence. Ce qui a caractérisé les discussions sur ce sujet, c'est la préoccupation que provoquent chez les spécialistes les profondeurs croissantes d'extraction et l'augmentation des charges.

En dehors de la solution radicale apportée à ce problème par les câbles multiples, il reste l'augmentation de la charge admissible des câbles d'extraction, qui peut être obtenue par l'augmentation de la résistance unitaire des fils, l'augmentation de la section métallique des câbles et la diminution des coefficients de sécurité.

Nous avons vu que l'augmentation de la résistance unitaire n'est pas à conseiller (si elle était réalisable). L'augmentation de la section métallique ne peut se réaliser que par l'augmentation du nombre des fils dans les torons; or, plus un câble est lourd et peu maniable, plus la sécurité qu'il présente diminue par l'augmentation de la difficulté de contrôle et de la perte de résistance au câblage.

Partant du fait vérifié par l'expérience que, plus un câble est long, plus il est capable de résister aux sollicitations dynamiques en raison de l'augmen-

tation de son élasticité propre, Vaughan a proposé d'adopter, comme critère pour les installations d'extraction de puits profonds, le « facteur de capacité » défini par le rapport de la charge de rupture du câble au poids de la cage chargée, avec ses agrès.

L'application de ce critère revient à admettre un coefficient de sécurité à la molette, décroissant pour des profondeurs de puits croissantes. Vaughan propose la fixation d'un coefficient de sécurité minimum (à l'enlèvement) de 5 ou de 4,5, pour les cordées de personnel et de minerai respectivement, et d'un facteur de capacité minimum de 10, avec limitation de la charge « personnel » à 0,9 de la charge « minerai ».

Il est à remarquer qu'un nombre important d'installations du Witwatersrand ont reçu l'autorisation d'appliquer de tels coefficients de sécurité.

Notons aussi que jamais, en Belgique, on n'est descendu en dessous de 5 à l'enlèvement pour les dérogations accordées pour les puits profonds et que l'expérience acquise en cette matière indique qu'il serait dangereux de descendre en dessous de ce chiffre.

Il serait intéressant d'établir, pour les principales installations d'extraction en Belgique, la comparaison entre ce que donneraient l'application de la méthode du « facteur de capacité » et celle des coefficients de sécurité utilisés actuellement.

#### *Efforts dynamiques dans les câbles.*

Le contrôle des efforts dynamiques dans les câbles semble avoir fait des progrès par l'utilisation d'appareils enregistreurs des efforts instantanés, placés en dessous des molettes. La mesure de ces efforts est très intéressante, car on peut ainsi se rendre compte des améliorations qui sont apportées pour diminuer ces sollicitations dynamiques, telles que rouleaux-guides élastiques pour les cages au lieu des mains-courantes ordinaires, les mains-courantes s'alignant automatiquement (communication N° 2, 2<sup>me</sup> partie).

La limite de fatigue paraît être 25 % de la charge de rupture, valeur qu'il ne faut absolument pas dépasser si l'on veut avoir un service convenable pour le câble. Cette limite tient compte des différentes sollicitations et en particulier des sollicitations dynamiques. Il est donc du plus haut intérêt d'en connaître la valeur.

#### *Contrôle en service.*

La grande nouveauté dont il a été question est celle du contrôle non destructif par les procédés électroniques (Canada, Ruhr, Pays-Bas). Malheureusement aucun renseignement positif n'a pu être donné, ce qui paraît indiquer que ces méthodes n'ont pas encore donné satisfaction.

Une méthode de contrôle en service qui a suscité un grand intérêt est la méthode belge de l'ouverture des câbles en service, qui a permis d'augmenter

fortement la sécurité et la durée des câbles (communication N° 9).

On a beaucoup apprécié les essais dits de résilience (communication N° 5) en ce sens qu'ils constituent une méthode pour prévoir le moment de l'enlèvement des câbles. Cette méthode se base malheureusement sur des essais de bouts coupés à la patte des câbles.

Les communications 6 et 10 font état de données empiriques (comptage des fils brisés extérieurs) pour prévoir le remplacement des câbles, mais il semble que ces méthodes soient sujettes à caution.

#### *Installations d'extraction.*

La grosse question à l'ordre du jour en Grande-Bretagne est celle de l'utilisation des poulies Koepe.

Il n'est pas possible ici d'analyser convenablement les nombreux renseignements relatifs aux coefficients de frottement, résistance remarquable aux pressions unitaires, aux garnitures de gorges de poulies. Cette analyse sera faite à une autre occasion mais, dès à présent, il semble qu'il faille s'attendre à une offensive des câbles clos dont les qualités semblent s'approprier particulièrement au fonctionnement sur les gorges de poulies Koepe : adhérence convenable, lubrification discrète, résistance remarquable aux pressions unitaires, compacité de la section, longue durée de service, etc. Un câble clos a fonctionné avec satisfaction sur poulie Koepe (sur tour d'extraction) à la mine Murton (voir communication N° 2, 2<sup>me</sup> partie) et un autre est en cours d'essais à la mine Emma 3 des Mines de l'Etat Hollandais.

Un grand nombre d'installations importantes à tambours présentent cette caractéristique que les câbles s'enroulent tous deux en corde haute, soit en tambours cylindro-coniques, soit en tambours cylindriques. (Cas de la machine puits des Sartis, charbonnages d'Hensies-Pommerœul.)

#### *Graissage.*

Rien de saillant n'a été dit concernant le graissage. Une chose qui mérite cependant de retenir l'attention est le procédé récemment adopté en Angleterre et en Amérique, consistant en l'addition d'agents « inhibiteurs » aux lubrifiants légers; certains de ces produits ont la propriété de porter le lubrifiant directement à la surface du métal et d'empêcher l'accès de l'humidité à cette surface. Ces lubrifiants légers s'appliquent beaucoup plus facilement que les lubrifiants épais et les résultats obtenus avec eux seraient encourageants.

#### *Essais.*

On a insisté sur le besoin de normalisation des machines et des méthodes d'essais pour fils et des manières d'interpréter les résultats obtenus. On a signalé les méthodes d'essais nouvelles, permettant de mettre en évidence les propriétés élastiques ou plastiques des fils d'acier.

# Le développement et l'utilisation du procédé « Heavy Media Separation »

d'après une étude de Leland LOGUE

de la Western Machinery Company de San-Francisco.

## RESUME

Après avoir rappelé l'origine des procédés « sink et float » qui sont une adaptation industrielle des procédés de laboratoire pour l'étude densimétrique du charbon, l'auteur donne un bref historique de leur évolution au U.S.A. Il passe en revue successivement le procédé Chance, l'installation conçue par Weunsch à la Pittsburg Coal Company, l'emploi d'une suspension de galène à la mine Mascot et l'introduction des médiums magnétiques (magnétite et ferro-silicium) à la mine Merritt dans une installation identique à celle de la Mine Mascot.

C'est le perfectionnement de cette dernière installation qui donna naissance au procédé « Heavy media separation » actuel. Le procédé emploie une suspension de magnétite pour les densités comprises entre 1,25 et 2,20, un mélange de magnétite et de ferro-silicium entre 2,20 et 2,80 et le ferro-silicium seul entre 2,80 et 3,40.

L'auteur énumère ensuite les différents minerais traités par le procédé avec le nombre d'installations en activité. Il explique le fonctionnement du lavoir dans le cas du traitement du charbon en distinguant les quatre phases : séparation, drainage et lavage, récupération et purification du médium et épauississement et stockage de ce médium.

Il termine en donnant plusieurs cas d'application du procédé au traitement des minerais.

### I. — Historique du procédé « sink and float » aux U.S.A.

Les procédés « sink et float » constituent une adaptation des procédés de laboratoire utilisés pour séparer un mélange de deux produits ayant des poids spécifiques différents, en plongeant le mélange dans un liquide dense ayant un poids spécifique compris entre ceux des produits à séparer. Le produit léger flotte à la surface tandis que le produit lourd va au fond. Les liquides denses employés habituellement sont des solutions de sels minéraux tels que le chlorure de zinc ou des liquides organiques tels que les dérivés halogénés des hydrocarbures.

Les spécialistes du traitement des minerais et de la préparation du charbon ont depuis longtemps compris les possibilités d'une telle méthode de séparation; c'est pourquoi on a envisagé d'utiliser cette méthode à l'échelle industrielle en employant des liquides organiques. Mais, bien que ces derniers soient parfaitement adaptés à l'usage du laboratoire, leur emploi à l'échelle industrielle ne donne pas de bons résultats en raison des pertes élevées et du prix de ces liquides.

Il y a des années, on a découvert que des sus-

pensions de solides finement pulvérisés dans l'eau avaient des propriétés voisines de celles des liquides denses, dans l'application du procédé « sink et float ». Si la partie solide de la suspension est broyée assez finement, la suspension peut être stable ou la précipitation si faible qu'une densité à peu près uniforme peut être maintenue dans l'ensemble du bain. Cependant, des matières traitées dans une telle suspension ou « médium » contiendront sans doute des fines nuisibles, provenant d'un lavage incomplet du brut ou de l'abrasion que subit le brut en passant par l'appareil de séparation. L'accumulation de ces fines dans le bain contribuera à la formation d'un médium visqueux ayant une capacité de séparation inférieure. Dans un procédé continu, il est donc nécessaire d'avoir un moyen de purifier continuellement une partie du médium de façon à éliminer les fines au rythme auquel elles sont introduites dans le médium.

La première application du procédé a été réalisée en 1920 en utilisant comme médium une suspension de sable de silice fin, dans les Charbonnages de la Pennsylvanie Orientale (U.S.A.). C'est le procédé « Chance ». Dans ce procédé, la

seule méthode de purification du médium est la décantation, qui limite la dimension minimum du solide dans la suspension. Tout sable trop fin se perd avec les fines nuisibles; il faut utiliser un sable grossier et, pour maintenir une suspension uniforme, de forts courants d'eau ascendants s'avèrent nécessaires. Les résultats de la séparation se basent davantage sur une classification due à l'arrêt de la précipitation que sur les principes « sink et float ».

La présence de sables appropriés le long des rivières voisines des charbonnages a contribué à généraliser l'utilisation du procédé pour le traitement de l'antracite. Mais, comme ces dépôts de sable ont été épuisés, il a fallu concasser et broyer des cailloux pour produire un sable artificiel ou importer du sable de loin. Cette augmentation du prix de revient a limité l'extension du procédé « Chance » ces dernières années.

D'autres procédés « sink et float », moins employés mais semblables au procédé « Chance », utilisent d'autres solides tels que l'argile ou la baryte. Le médium est purifié, soit par décantation, soit par décantation et flottation pour l'élimination des fines de charbon nuisibles.

Ces divers procédés « sink et float » ont été appliqués uniquement dans le lavage du charbon, la densité requise étant inférieure à 2.

Le développement du procédé « Heavy Media Separation » trouve son origine dans les essais faits vers 1930 dans le Sud-Est du Kansas (U.S.A.). La Pittsburg and Midway Coal Company a ouvert une exploitation près des mines de zinc et plomb du Three States District; un ingénieur, M. Erb Weunsch, fut chargé d'étudier une installation de lavage, qui donnerait un charbon conforme aux desiderata du marché. Une particularité de ce charbon, qui rendit le lavage nécessaire, était une couche d'argile dure située sous le charbon et qu'on ne pouvait complètement éviter lors de l'extraction et du chargement du brut. Erb Weunsch décida d'utiliser cette argile et, après quelques essais de laboratoire, recommanda une installation utilisant l'argile comme médium dans la séparation « sink et float ». Cette installation fut élaborée et construite pour traiter environ 250 tonnes/heure.

On trouva bientôt que l'argile contenue dans le charbon était de nature trop variable; un épaisseur fut intercalé pour récupérer l'argile et la retourner en circuit. On trouva également que les fines contaminaient ce circuit de récupération; on utilisa donc la flottation pour traiter la pulpe venant de l'épaisseur et pour réduire la contamination du médium. Avec un épaisseur et la flottation, l'installation fut un succès complet; on pouvait contrôler la densité et de nouveaux apports d'argile permettaient l'élimination continue du médium contaminé.

On constata toutefois que cette réussite était une pure chance, car l'argile seule ne donne pas la densité voulue pour un circuit « sink et float ». La fine pyrite, qui était mélangée à l'argile dans le brut, donnait la densité désirée. Ce furent donc

l'argile et la pyrite qui contribuèrent au succès de cette installation, mais cette application ne devait pas se généraliser.

Le sulfure de plomb ou galène a permis de traiter certains minerais de zinc et plomb suivant le procédé « sink et float ». Le poids spécifique élevé de la galène la rend propre à la préparation d'un médium de densité élevée. La galène peut être purifiée par décantation ou flottation. Comme dans le cas du sable, la décantation ne permet pas la purification du médium au delà d'une dimension minimum sans pertes excessives. On a utilisé la flottation pour purifier la galène; il est cependant difficile de flotter de la galène finement pulvérisée, qui a été soumise à une forte oxydation. C'est un minerai cher, tendre et friable. Son emploi a été limité aux cas où l'on produit un concentré de galène et où les fines perdues au cours du traitement « sink et float » sont récupérées dans le traitement ultérieur du produit.

La simplicité et l'efficacité de la méthode « sink et float » ont contribué au développement des différents procédés susmentionnés. Avec beaucoup d'ingéniosité, on a pu arriver à des séparations acceptables sans avoir de moyen positif de récupérer entièrement et de purifier le médium, comme l'usage de médium à base de fer ou d'une autre matière magnétique le permet de nos jours.

En 1936, l'American Zinc Lead and Smelting Company a monté une installation pilote « sink et float » et a utilisé comme médium la galène dans son concentrateur Mascot (Tennessee). Les travaux d'essai à l'installation-pilote ont continué jusqu'en 1939. L'installation complète de bacs à pistons a été remplacée par des installations « sink et float ». L'amélioration des résultats et la diminution du prix de revient ont permis de prévoir une application du procédé sur une très grande échelle. L'attention des mines de fer du Minnesota septentrional fut attirée : ces dernières produisaient alors environ 45.000.000 tonnes/an de minerai de fer; le traitement de minerais pauvres devenait un problème d'importance primordiale.

De nombreux essais de concentration de minerais pauvres, intercalés entre des couches de minerais plus riches, n'ont pas eu de succès, en partie à cause de la porosité des fractions plus riches en fer de ce minerai. Ces minerais ont été concentrés aisément lors d'essais à liquides denses au laboratoire, mais la séparation ne se faisait pas en employant les méthodes conventionnelles de concentration par gravité : c'était un terrain intéressant pour le procédé « sink et float ».

## II. — Introduction du médium magnétique.

En 1939, une installation « sink et float », analogue à l'installation Mascot de l'American Zinc Lead and Smelting Company, fut montée à la mine Merritt sur le Cuyuna Range. La séparation dans ces cas fut quasi parfaite, mais le prix de revient était trop élevé en raison des pertes excessives de médium dues à la porosité de certains minerais de fer. Il fut impossible de rincer la galène du sink (fer) avec efficacité.

L'efficacité de la séparation par « sink et float » justifia de nouveaux essais avec d'autres produits devant servir de médium. Il est évident que les producteurs de minerai de fer ont d'abord pensé à utiliser des produits à base de fer, dont la production était aisée et qui pouvaient être récupérés dans les fours, même s'ils se perdaient dans l'installation de concentration. On essaya d'abord avec de la fonte finement pulvérisée et de la limaille : ces produits s'oxydaient et se cémentaient rapidement et ne donnèrent pas satisfaction. Le ferro-silicium et la magnétite furent parmi les premiers produits à être essayés et on trouva que le ferro-silicium était le plus intéressant pour la gamme de densités désirées (2,8 à 3,2).

La magnétite et le ferro-silicium ont tous les deux de bonnes propriétés magnétiques; on installa des séparateurs magnétiques pour récupérer et purifier le médium, ce qui était tout à fait logique car la technique de la séparation magnétique était bien au point dans ce domaine et plusieurs mines l'employaient quand on pouvait traiter les minerais par voie magnétique.

### III. — Le procédé « Heavy Media Separation ».

Les essais faits à l'installation Merritt ont permis de perfectionner le procédé « sink et float » et d'en faire le procédé « Heavy Media Separation » (H.M.S.), que nous connaissons, en employant une suspension dans l'eau de médium à base de fer, tel que le ferro-silicium ou la magnétite. La magnétite ( $Fe_3O_4$ ) est un minerai de fer naturel, que l'on trouve en abondance dans presque toutes les parties du monde. On emploie la magnétite pour la gamme de densités comprises entre 1,25 et 2,20; un mélange de magnétite et de ferro-silicium donne les densités 2,20 à 2,80; le ferro-silicium seul permet d'atteindre les densités 2,80 à 3,40. Ces matières sont bon marché, très stables et résistent bien à l'abrasion.

Le procédé H.M.S. employant un médium à base de fer acquit une renommée mondiale — pour les raisons principales suivantes :

- 1) La facilité de purification et de récupération du médium par des moyens magnétiques sans tenir compte de la dimension ou de l'aspect de la particule.
- 2) Une purification convenable du médium permet un contrôle de la viscosité et donne un médium analogue à un liquide dense quant à la stabilité, la fluidité et la capacité de séparation.
- 3) La gamme étendue de densités de séparation; la séparation précise, que l'on obtient à chaque densité comprise entre 1,25 et 3,40; le maintien d'une densité donnée à 0,01 près par défaut ou par excès.
- 4) La densité du médium peut être changée à n'importe quel moment pour faire face à des modifications dans les caractéristiques du brut.
- 5) L'espace requis, l'immobilisation et le prix de revient sont faibles.

A la suite du succès obtenu avec l'installation Merritt, deux autres installations pour du minerai

de fer, une pour du plomb et zinc, une pour du grenat et une pour de l'étain furent construites entre 1939 et 1942. Pendant la guerre, plusieurs installations furent montées — quelques-unes ne furent que des installations de guerre. Peu après la fin de la guerre, 8 installations étaient en fonctionnement. Pendant les 5 dernières années, 75 installations furent montées ou sont en construction.

Au total, 16 minerais sont traités par Heavy-Media Separation de par le monde. En voici la liste avec le nombre d'installations dans les divers pays :

Charbons bitumineux : 23 U.S.A. — 1 Alaska — 3 Belgique — 2 France.

Charbons anthraciteux : 2 U.S.A.

Minerai de fer : 17 U.S.A. — 1 Canada — 1 Suède.

Minerai de zinc : 1 U.S.A.

Minerai de plomb : 1 U.S.A. — 1 Maroc.

Minerai de zinc-plomb : 2 U.S.A. — 1 Canada — 1 Algérie.

Minerai d'étain : 3 Bolivie.

Magnésite : 1 U.S.A. — 1 Canada — 1 Autriche.

Diamant : 4 Afrique du Sud — 1 Congo Belge.

Spath-fluor : 5 U.S.A. — 1 Terre-Neuve.

Gravier : 1 Canada.

Grenat : 1 U.S.A.

Baryte : 1 U.S.A.

Spodumène : 1 U.S.A.

Andalusite : 1 Afrique du Sud.

Chromite : 1 Philippines.

Les tonnages traités ou devant être traités annuellement sont :

Charbon . . . . .	21.100.000 tonnes
Minerai de fer . . . . .	10.460.000 tonnes
Zinc et zinc-plomb . . . . .	3.100.000 tonnes
Autres minerais . . . . .	5.800.000 tonnes
<b>Total . . . . .</b>	<b>40.460.000 tonnes</b>

Les chiffres cités se basent sur les tonnages effectivement traités ou sur des estimations raisonnables pour les installations en construction.

Le procédé « Heavy-Media Separation », qui utilise un médium à base de fer, est breveté par l'American Zinc Lead and Smelting Company, qui a confié à titre exclusif la représentation technique et commerciale de ce brevet à l'American Cyanamid Company. La Western Machinery Company fut une des premières à entrevoir l'importance de ce nouveau développement et a joué un rôle essentiel dans l'application commerciale du procédé H.M.S. et dans l'élaboration et la construction d'installations et du matériel, que le procédé exige.

Une des principales raisons du développement rapide du procédé H.M.S. fut l'emploi sur une grande échelle d'installations préfabriquées, connues sous le nom de W.K.E. mobil-mills. La nécessité d'une installation H.M.S. préfabriquée et d'un prix intéressant fut reconnue rapidement par les ingénieurs de la Western-Knapp Engineering

Company, une division de la Western Machinery Company. Cette unité comprendrait toutes les machines indispensables au procédé et formerait un tout semi-mobile. Se basant sur l'expérience acquise dans l'élaboration et la construction d'un certain nombre d'installations H.M.S., ils ont élaboré une unité préfabriquée; elle fut accueillie avec un enthousiasme tel que, pendant les trois dernières années, 36 de ces installations furent construites, dont 19 pour le charbon, 5 pour le minerai de fer et 12 pour d'autres minerais. La capacité de ces unités s'échelonne entre 15 et 400 tonnes/heure.

#### IV. — Le procédé H.M.S. appliqué au lavage du charbon.

Pour illustrer le fonctionnement du procédé H.M.S., nous allons décrire la marche d'un mobil-mill traitant le charbon; en effet, le charbon représente le tonnage le plus important traité à l'heure actuelle.

- matières lourdes vont au fond et sont constamment remontés par un air-lift dans le cône et par des godets dans le tambour. Le charbon propre flotte à la surface et est évacué par une goulotte située du côté opposé à l'entrée.
- 2) *Le drainage et le lavage des produits* : Les produits « sink et float » sont amenés sur les sections séparées longitudinalement, d'un tamis vibrant horizontal. Le médium est tout d'abord drainé et retourné au séparateur. Dans les conditions normales, plus de 90 % du médium sont drainés et retournés. Après le drainage, les produits passent sous les jets d'eau de rinçage, où la presque totalité du médium adhérent est éliminée. Après passage sous les jets d'eau, il reste assez de parcours sur le tamis pour permettre à l'eau de s'égoutter avant que les produits soient chargés sur les convoyeurs respectifs.
  - 3) *La récupération et la purification du médium* : Le médium dilué venant de la section de lavage du tamis et les fines, qui ont été entraî-

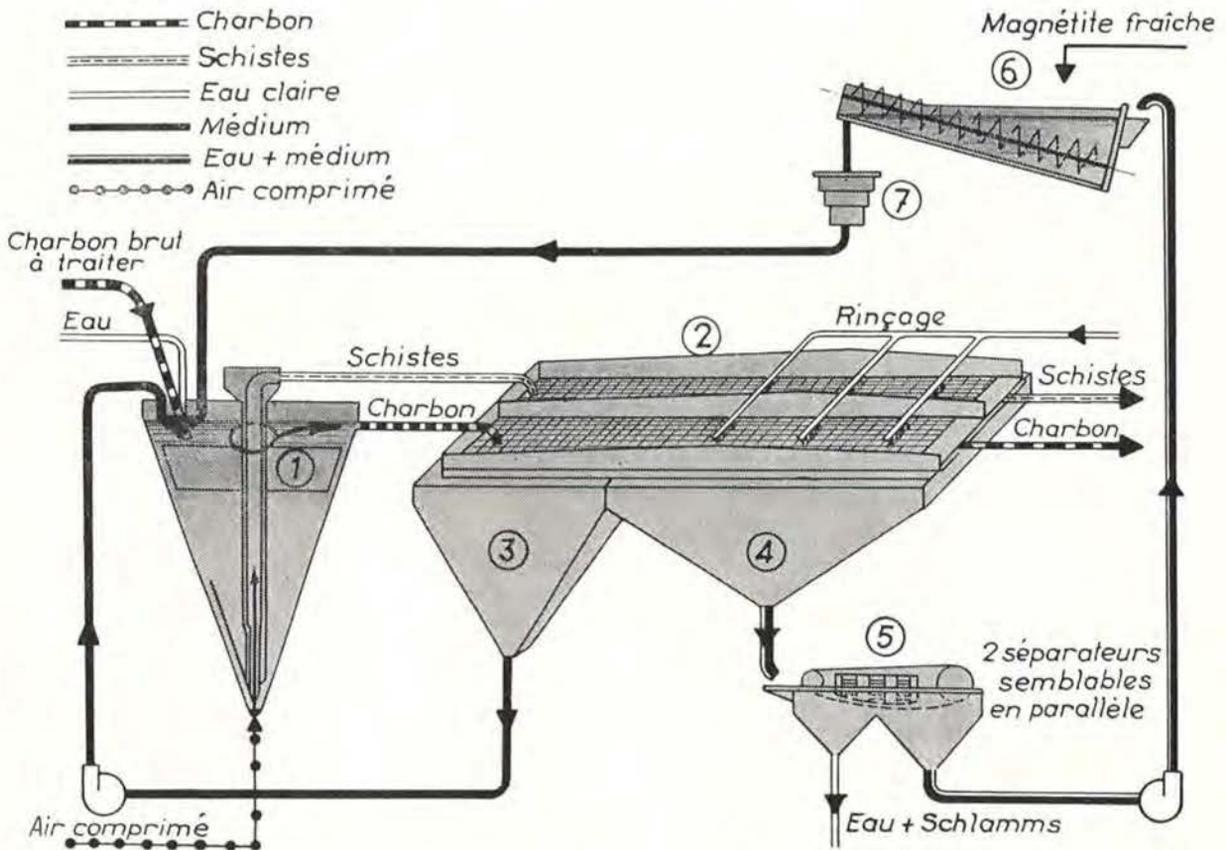


Fig. 1. — Schéma d'un lavoir H.M.S. à charbon.

Quatre phases principales caractérisent la marche du mobil-mill :

- 1) *La séparation* : Le séparateur, un cône ou un tambour, est chargé de médium à magnétite d'une densité donnée. Le brut, dont on a enlevé les fines, est introduit et immergé dans la liqueur dense. Les schistes, pyrites et autres

nées à travers les mailles du tamis, passent au séparateur magnétique où la magnétite est récupérée sous la forme d'un produit concentré et propre contenant jusqu'à 96-98 % de matière magnétique. L'eau de lavage et les fines nuisibles contenues dans le médium sont éliminées ici.

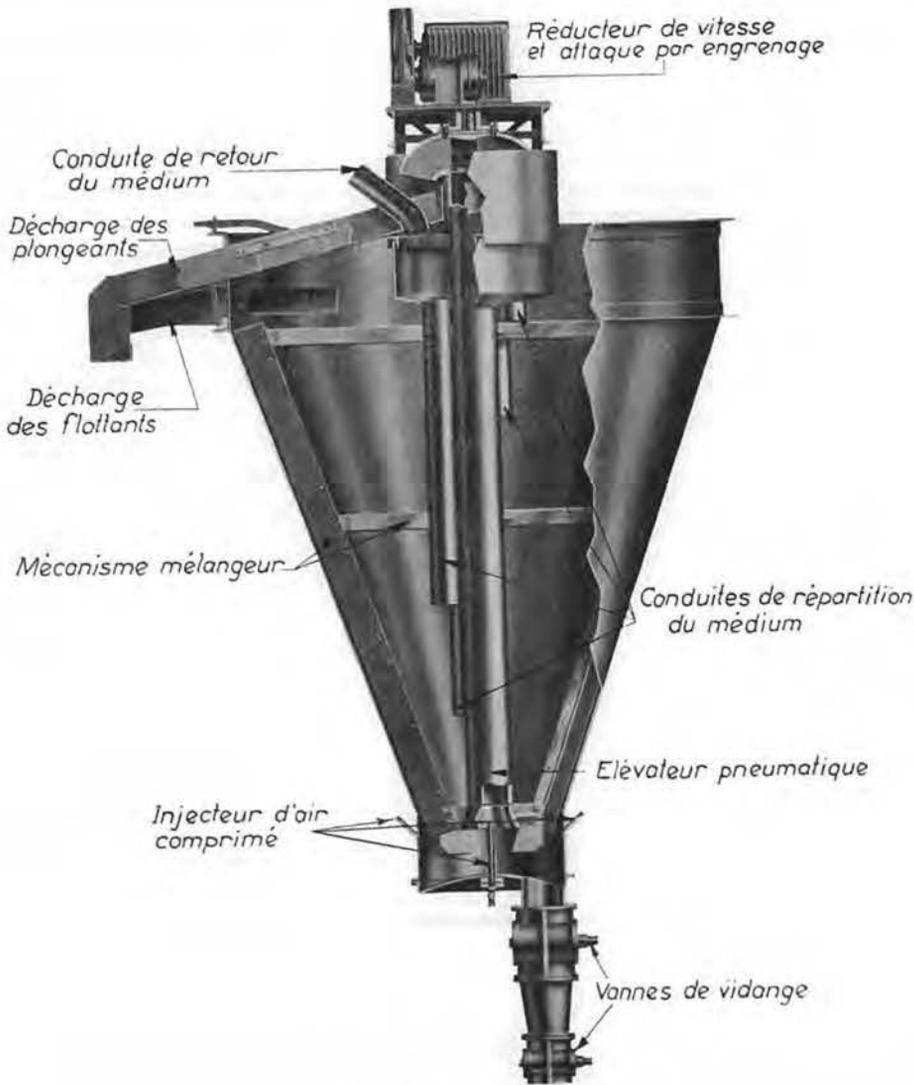


Fig. 2. — Cône séparateur.

4) *L'égouttage et le stockage du médium* : La magnétite propre de la troisième phase passe à un densifieur, où elle est concentrée et stockée en vue de sa réutilisation. La densité et la quantité de médium retournée sont réglées en soulevant ou abaissant la spirale du densifieur. Le médium est renvoyé au séparateur par gravité à travers une bobine démagnétisante, qui en empêche la floculation.

A titre d'exemple, un mobil-mill W.K.E., dont la capacité est comprise entre 150 et 200 tonnes/heure de charbon de dimensions moyennes, comprend un cône de 10' (3 m.) de diamètre. L'installation a une longueur de 49' (14,70 m.), une largeur de 21' (6,30 m.) et une hauteur de 24' (7,20 m.). L'énergie nécessaire s'élève à 150 CV.

Quand les dimensions du brut sont supérieures à 4 ou 5" (100 ou 125 mm.), le cône peut être remplacé par un séparateur-tambour.

La gamme de dimensions pouvant être traitée dans un séparateur dépend surtout de la dimen-

sion à laquelle les constituants se séparent l'un de l'autre. Pour le charbon, la gamme s'étend en moyenne de 4" (100 mm.) à 10 mesh (1,6 mm.). Dans une installation, du charbon jusqu'à 8" (200 mm.) est traité. La gamme de dimensions des minerais s'étend de 4" (100 mm.) à 3/32" (2,4 mm.).

Il y a des mobil-mills W.K.E. qui comprennent deux séparateurs et qui traitent à deux densités différentes. Une installation à deux séparateurs peut par exemple produire un charbon propre, des mixtes et des schistes. Ces installations comprennent un seul circuit de purification et de stockage du médium.

Dans les conditions normales, la purification des 5 à 10 % du médium venant de la section de lavage du tamis est suffisante pour le maintien de la viscosité désirée dans le séparateur.

Les séparateurs magnétiques récupèrent plus de 99 % de la matière magnétique introduite. Cette perte de 1 % dans les séparateurs magnétiques

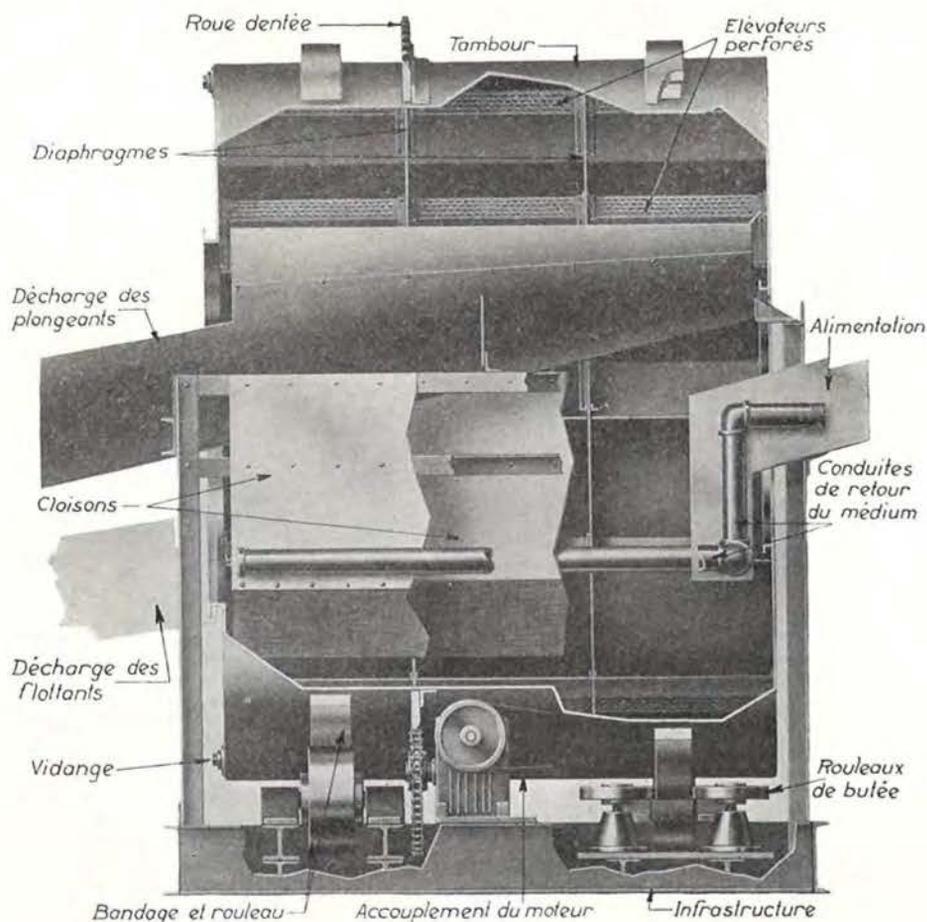


Fig. 5. — Tambour séparateur.

et les 0,2 à 0,3 lbs. de magnétite perdus par tonne en raison des imperfections du rinçage, donnent comme perte totale de médium par tonne de produit traité  $\frac{1}{2}$  à  $\frac{3}{4}$  lb. (225 à 335 grammes).

Le fonctionnement de l'installation est d'une grande simplicité; la densité du médium est aisément maintenue à 0,01 près par défaut ou par excès. Si par exemple on exige une densité de

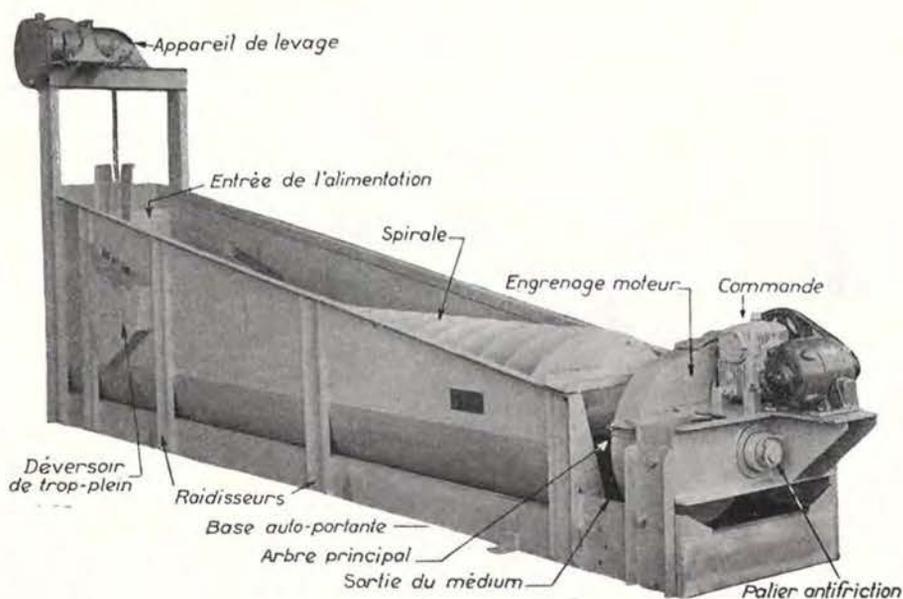


Fig. 4. — Densificateur.

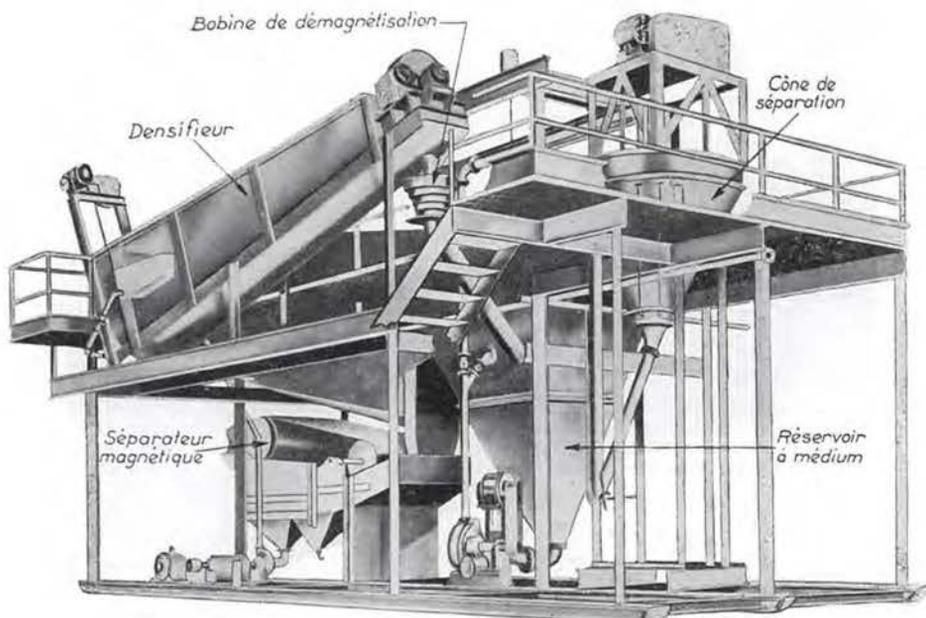
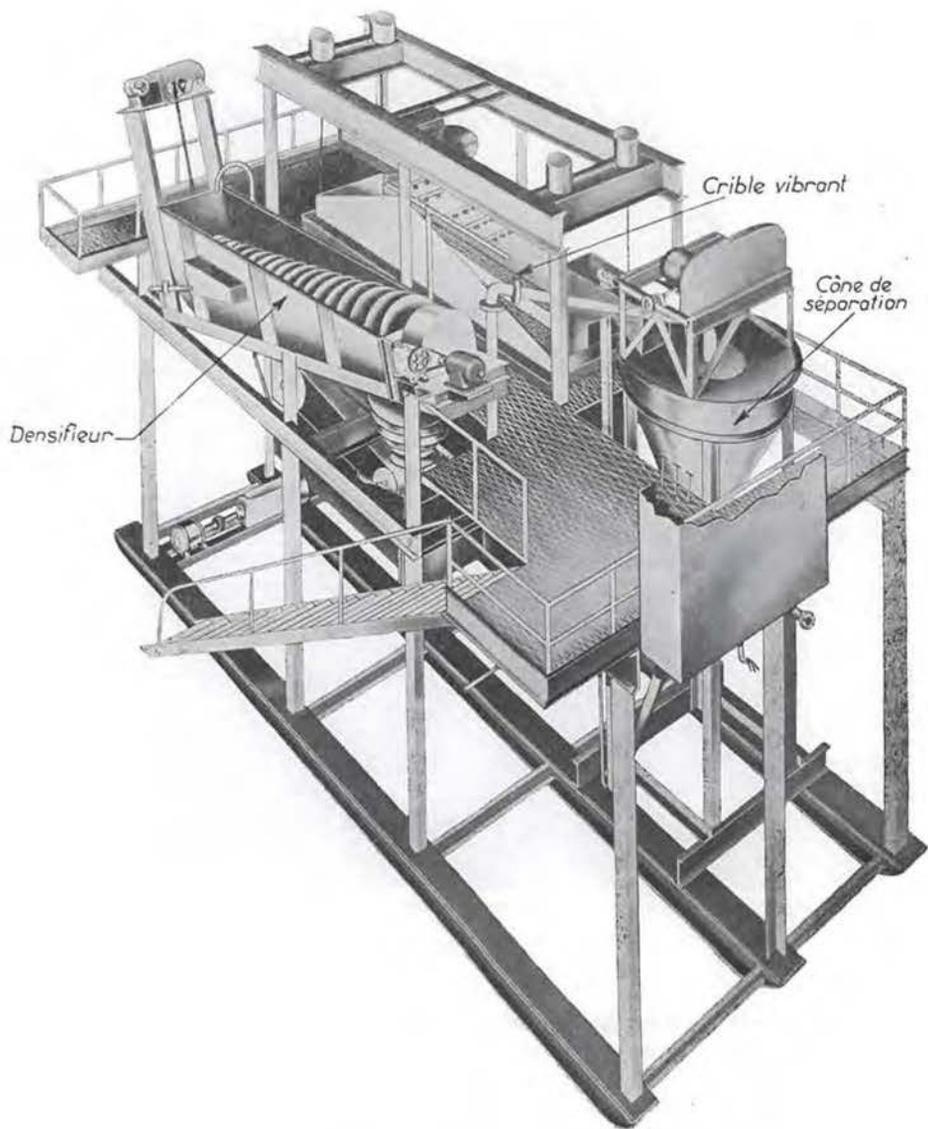


Fig. 5 et 6. — Deux vues de l'installation complète.

1,55, la densité reste comprise entre 1,54 et 1,56. Les mobil-mills W.K.E. peuvent être équipés d'appareils enregistrant et réglant automatiquement la densité. Grâce à ces appareils, la densité peut être maintenue automatiquement à une valeur donnée.

Avec ces installations, le rendement de séparation est particulièrement élevé. Les déclassés ne formeront pas plus de 2 % du total — en fait, dans beaucoup d'installations, ce total est même inférieur à 1%. Prenons par exemple une installation traitant du charbon bitumineux et effectuant la séparation à la densité 1,55. Des échantillons de charbon propre et de schiste peuvent être analysés au laboratoire avec des liquides denses de densité 1,55. Le charbon propre contiendra moins de 1 % de matière plongeante et les schistes contiendront  $\frac{3}{4}$  à 1 % de matière flottante.

Le charbon représente plus de 50 % du tonnage traité par « Heavy Media Separation ». Les minerais autres que le charbon représentent toutefois une valeur bien supérieure à celle du charbon.

#### V. — Le procédé H.M.S. appliqué au traitement des minerais.

Dans le traitement des minerais, où un pourcentage important de matières de valeur ou de gangue est libéré par concassage, le procédé « Heavy Media Separation » remplit trois fonctions principales :

- 1) La production d'un concentré définitif et de gangue en une opération.
- 2) L'élimination de gangue d'un produit enrichi destiné à un traitement ultérieur.
- 3) La production d'un concentré définitif et de gangue destinée à être retraitée.

1) — Un exemple de production d'un concentré définitif et de gangue est la Northwest Magnesite Company dans l'Etat de Washington (U.S.A.). Environ 150 tonnes/heure de magnésite, mélangée à de la dolomie riche en magnésie, à des schistes et du quartz, sont traitées par H.M.S. Le procédé H.M.S. a remplacé le triage à la main, qui se faisait en retirant la magnésite. A l'heure actuelle, le produit de la carrière est concassé à  $1\frac{1}{2}$ " (38 mm.) et le  $-3/16$ " (5 mm.) est enlevé. Le  $1\frac{1}{2}$ "  $-3/16$ " (38/5 mm.) est envoyé à un cône de 20° de diamètre (6 m.). La densité du médium est comprise entre 2,8 et 3,0, selon la teneur en magnésite désirée. L'économie de l'opération et le rendement obtenu grâce au procédé H.M.S. ont permis de retraiter avec succès les produits de rejet du triage à main.

Dans l'Illinois et le Kentucky, 5 installations d'« Heavy Media Separation », dont 4 sont des mobil-mills de capacité comprise entre 15 et 40 tonnes/heure, traitent du spath-fluor; elles produisent un spath définitif et un résidu à retraiter. Ces installations ont remplacé les bacs à pistons, car il a été établi que le procédé « Heavy Media Separation » permet un contrôle beaucoup plus précis de la teneur du produit fini que les bacs à pistons.

Les frais d'opération ont été réduits, la récupération est meilleure, un tonnage important de spath-fluor a été extrait par traitement d'anciens résidus du traitement par bacs à pistons. Ces installations utilisent des densités comprises entre 2,6 et 2,85.

Une application peu courante du procédé « Heavy Media Separation » a été réalisée au Canada : un mobil-mill H.M.S. traite 50 tonnes/heure de gravier, qui est utilisé dans la construction d'aéroports pour l'aviation canadienne. Ces installations donnent un produit fini et un rebut. Dans cette région de l'Amérique du Nord, les dépôts de sable et de gravier sont constitués par des moraines et contiennent de minces couches d'ardoise et de schiste. Un béton de bonne qualité est fabriqué maintenant à l'aide de ces dépôts de sable et de gravier, après élimination des 10 à 15 % de schistes et ardoises par H.M.S. Ainsi, on a évité le transport de sable vers ces régions très éloignées, ce qui aurait été prohibitif. Quand le mobil-mill a produit la matière nécessaire pour un champ d'aviation, on le démonte et on le transporte vers un autre champ. Cette installation fonctionne depuis trois étés et a déjà servi pour cinq champs d'aviation. Le brut a des dimensions comprises entre  $1\frac{1}{2}$ " et 10 mesh (38/1,6 mm.); la séparation se fait à la densité 2,4.

La plus grande partie du minerai de fer traité par « Heavy Media Separation » est également classée dans cette dernière catégorie. Le minerai est d'abord concassé à  $1\frac{1}{2}$ " (38 mm.); parfois, le concassage se fait à 3" (75 mm.). Les fines sont enlevées à  $\frac{1}{8}$ " (3 mm.) ou  $3/16$ " (5 mm.). On produit un concentré définitif et de la gangue. La densité du médium est comprise entre 2,8 et 3,2.

2) — Le second groupe comprend des minerais traités pour en tirer un produit plus riche, mais devant être retraité.

L'installation Mascot de l'American Zinc Lead and Smelting Company dans le Tennessee (S.E. des U.S.A.) a une capacité de 4.000 tonnes par 24 heures. Le brut est concassé à moins de 2" (50 mm.) et tamisé à  $\frac{5}{8}$ " (15 mm.). Le  $-2$ "  $+\frac{5}{8}$ " comprend 69 % ou 2.700 tonnes/jour; cette proportion est envoyée à l'installation H.M.S., où 2.200 tonnes sont rejetées comme gangue définitive. Cette gangue est écoulée comme sous-produit (ballast de chemin de fer). Les 1.300 tonnes de  $-5/8$ " (15 mm.) et les 500 tonnes de concentré enrichi sont envoyées au broyage et à la flottation, où l'on récupère le zinc. La capacité des installations de broyage et de flottation ne doit donc s'élever qu'à 45 % de la totalité du brut, ce qui représente une sérieuse économie. La densité utilisée est 2,75.

La Central Mill de la Eagle-Picher Mining and Smelting Company, dans l'Oklahoma, constitue un autre exemple. Cette installation a une capacité de 15.000 tonnes/jour. Le minerai est concassé à  $1\frac{1}{2}$ " (38 mm.) et tamisé à  $3/16$ " (5 mm.). Le  $-1\frac{1}{2}$ "  $+3/16$ " constitue 76 % ou 11.400 tonnes/

jour. Le traitement par H.M.S. permet l'évacuation d'environ 9.000 tonnes/jour comme gangue, soit 61 % du brut. Le concentré de l'installation H.M.S. et le  $-3/16''$  sont finement broyés et flotés en vue de récupérer le plomb et le zinc. La densité à laquelle on opère se situe aux environs de 2,7.

La Barton Mines Corporation, dans l'Etat de New-York — le principal producteur de grenat dans le monde entier — a remplacé les bacs à pistons par une installation H.M.S. pour la récupération du grenat dans la hornblende. Environ 40 tonnes/heure de brut  $-1\frac{1}{4}''+1/8''$  ( $-31$  mm.  $+3$  mm.) sont traitées et 70 à 80 % sont éliminés comme gangue. Le concentré enrichi est reconcassé et différents produits finis sont obtenus avec des bacs à pistons, des tables de concentration et d'autres appareils. Les frais d'opération ont été ainsi diminués, le rendement amélioré, la capacité augmentée — et ce, à un prix intéressant. La séparation s'effectue à la densité 3,15 à 3,20.

Le traitement de terres diamantifères occupe une place importante dans cette catégorie. Deux installations fonctionnent en Afrique du Sud, deux sont en construction pour l'Afrique du Sud et une est en construction pour le Congo Belge. Quand les cinq installations seront en fonctionnement, plus de 700 tonnes/heure de terres diamantifères seront traitées par H.M.S. Les terres sont concassées à  $1''$  (25 mm.) et tamisées à 10 mesh (1,6 mm.). Le  $-1''+10$  mesh est envoyé à l'installation H.M.S. Le degré de concentration est très élevé et plus de 99 % du brut sont rejetés. Le faible tonnage de concentré est traité à la main

et sur des tables à graisse pour la récupération du diamant. La densité opératoire est comprise entre 2,9 et 3,1.

3) — La troisième catégorie comprend des installations produisant un concentré définitif et une gangue à retraiter. Ce sont surtout des minerais d'étain qui sont traités selon ce procédé. Il est à supposer que plusieurs installations traitant le minerai de fer tomberont bientôt dans cette catégorie. Trois installations ont été montées en Bolivie (Amérique du Sud) pour remplacer le traitement à la main dans la récupération de l'étain. Le brut comprend du  $1\frac{1}{2}''-5/32''$  (38/3,9 mm.); 60 % environ du brut sont rejetés mais la partie la plus grossière est renvoyée au circuit H.M.S. après reconcassage. On obtient trois fois autant de résidus avec le procédé H.M.S. qu'avec le traitement à la main. L'amélioration du rendement a permis de retraiter des résidus du traitement à la main. Le produit H.M.S. enrichi et les fines non traitées sont soumis à un broyage et à une concentration par gravité. Ces installations fonctionnent à une densité comprise entre 2,6 et 2,65.

Il est à supposer que plusieurs autres minerais seront bientôt ajoutés sur la liste des minerais traités par « Heavy Media Separation ». Des essais de laboratoire ont montré l'efficacité du procédé sur certains minéraux industriels tels que la potasse, le gypse, la bauxite, le corindon, le schiste bitumineux et la pierre à ciment.

Le champ d'application du procédé « Heavy Media Separation » est certainement beaucoup plus vaste que ce que les essais faits jusqu'à présent ont permis de constater.

#### SAMENVATTING

*Na de oorsprong herinnerd te hebben van de « sink and float » procédés die een industriële toepassing vormen van de laboratoriummethoden voor de densimetriscbe studie van de steenkolen, geeft steller een kort-historisch overzicht van hun evolutie in de U.S.A. Hij bespreekt achtereenvolgens het Chance-procédé, de installatie van Weunsch op de Pittsburg Coal Cy, het gebruik van een galeniet-suspensie op de mijn Mascot en de invoering van de magnetische media (magnetiet en ferro-silicum) op de mijn Merritt in een inrichting als deze van de mijn Mascot.*

*De perfectionering van die laatste werkwijze gaf aanleiding tot het ontstaan van het huidig procédé der « Heavy Media Separation ». Het maakt gebruik van een suspensie van magnetiet voor de dichtheden gaande van 1,25 tot 2,20, van een mengsel van magnetiet en ferro-silicum voor dichtheden van 2,20 tot 2,80 en van het ferro-silicum alleen van 2,80 tot 3,40.*

*De auteur somt vervolgens de verschillende behandelde mineralen op, met aanduiding van het aantal in bedrijf zijnde inrichtingen. Hij legt de werking uit van de wasserij bij de behandeling der steenkolen, waarbij hij vier fasen onderscheidt : scheiding, drainering en wassing, recuperatie en zuivering van het medium en tenslotte indikking en bewaren van het medium.*

*Hij besluit door verschillende toepassingen op de behandeling der mineralen aan te geven.*

# Liaison téléphonique au chantier d'abatage par capsules dynamiques sans batterie

par le Dr.-Ing. SCHUNKE, Westerholt (1)

Traduit de Glückauf du 5 août 1950.

## SAMENVATTING

Door gebruik te maken van dynamische capsules heeft men voor de eerste maal een telefooninrichting gebouwd die zich uitstekend leent voor het gebruik in de pijlers en in de werkplaatsen. Ze onderscheidt zich door een grote eenvoud en bedrijfszekerheid.

Het essentiële kenmerk van het stelsel is dat het werkt zonder enige vreemde stroombron. De alternatieve spreekstroom wordt voortgebracht in een bobijn die aan de membraan van een microfoon is vastgehecht en waarvan de windingen in een magnetisch veld trillen door het toedoen van de membraan. Wegens het geringe elektrische vermogen van de dynamische capsules is elke mijngasveilige bescherming overbodig.

De nota geeft de beschrijving van een telefooninrichting die met succes werd toegepast in een lange gemechaniseerde pijler der mijn Westerholt. Dank zij deze inrichting kan men vanuit elk punt van de pijler waar zich een aansluitingsstekker bevindt, in verbinding treden met de plaatsen waar zich een vast personeel bevindt, zoals de drijfmachines van de pantserkettingen, de elektrische schakelborden, de lieren van de kolenploeg, de laadpunten, enz. en omgekeerd.

De vaste telefoonposten zijn uitgerust met twee capsules. De opzichter en het zwervend personeel dragen en lichte capsule die als microfoon en als luisterapparaat dienst doet, waarmede zij op elk steekcontact kunnen aansluiten. Het oproepsein wordt gegeven door middel van overeengekomen licht of geluidsignalen.

Ter vergelijking haalt de nota de ontwikkeling aan van de radiofonische verbinding in de pijler en geeft een overzicht der toepassingsmogelijkheden van de electro-dynamische telefoon in de voorbereidende werken, bij de ondergrondse opmetingen en bij de reddingswerken. De centrale zetel van de reddingsdienst der mijnen van Essen heeft in samenwerking met de Fernsig, een eenvoudig verbindingstel voor reddingsploegen in actie, op punt gesteld.

## RESUME

En utilisant des capsules dynamiques, on a construit pour la première fois une installation téléphonique bien adaptée aux communications en tailles et dans les chantiers; elle se distingue par sa simplicité et sa sécurité de fonctionnement. La caractéristique essentielle de ce système est qu'il fonctionne sans source de courant étrangère. Le courant alternatif de conversion nécessaire à la transmission est produit dans une bobine reliée à la membrane du microphone, bobine dont les enroulements coupent un champ magnétique de lignes de force au rythme des vibrations de la membrane. Par suite de la puissance électrique très faible des capsules dynamiques, une protection antigrisouteuse n'est pas nécessaire.

La note décrit une installation téléphonique qui fonctionne avec succès dans une longue taille mécanisée du charbonnage Westerholt. Grâce à cette installation, on peut communiquer d'un point quelconque de la taille, où se trouve une fiche de raccord, avec les postes de service occupés par du personnel fixe, tels, par exemple, les stations de commande des transporteurs blindés, les commutateurs électriques, les treuils pour rabot, les points de chargement, etc..., et inversement.

Les postes téléphoniques fixes sont équipés d'appareils à deux capsules; le porion et le personnel itinérant portent en poche une capsule légère qui sert à la fois de microphone et d'écouteur, au moyen de laquelle ils peuvent se raccorder à toutes les fiches intermédiaires. Le signal d'appel est donné par des signaux lumineux ou acoustiques connus.

(1) Conférence faite au Comité pour la production de la D.K.B.L. le 28-5-1950.

A titre comparatif, la note signale le développement du système de communication radiophonique en taille et elle indique les possibilités d'utilisation de l'installation téléphonique électrodynamique dans les travaux préparatoires, dans les travaux de topographie minière et dans les services de sauvetage. Le siège central du service de sauvetage des mines à Essen a mis au point, en collaboration avec la Fernsig, un dispositif de communication simple pour des équipes de sauveteurs au travail.

### Généralités.

D'heureux progrès ont été réalisés dans la concentration des exploitations, ainsi que dans la mécanisation de l'abatage; il n'en est cependant pas de même en ce qui concerne la transmission des informations au fond de la mine. Quelles qu'en soient les raisons, cette négligence est d'autant plus surprenante que l'on ne pourrait plus, dans les installations de surface — pas plus d'ailleurs que dans la vie courante — se passer de la possibilité de converser à distance. Les dispositifs de signalisation et de téléphonie minière (2) sont complètement modernisés dans les puits et galeries et s'étendent partiellement au chantier d'abatage. Dans la taille elle-même toutefois, tous les efforts ont été concentrés sur les moyens d'accroître de façon immédiate la production et le transport.

On se rend cependant parfaitement compte que l'exploitation des longues tailles — que la mécanisation de l'abatage soit partielle ou complète — est considérablement gênée par l'absence d'un système de communication approprié. Les considérations émises par Rolshoven (3) au sujet des exploitations en dressants et semi-dressants, s'appliquent également à l'exploitation des couches horizontales. Il est évidemment difficile d'estimer exactement les malentendus et les pertes de temps considérables provoqués par une compréhension défectueuse. En se basant sur les résultats courants de chronométrage, on estime que dans les installations de remblayage en semi-dressants, 20 % au moins du temps de travail utile — et beaucoup plus encore dans bien des cas — sont perdus à cause d'une transmission erronée ou trop lente des informations. Dans la littérature allemande spécialisée, Burgholz (4), a traité de manière approfondie la question de la transmission des informations au fond de la mine et a donné un compte rendu comparatif des systèmes de transmission acoustique, lumineuse, à fréquence audible et à haute fréquence. Tous les appareils mentionnés dans cette étude nécessitent, toutefois, l'emploi d'une source de courant étrangère et doivent pour cette raison comporter un dispositif de

protection antigrisouleurs. Aucun de ces appareils n'est simple à manœuvrer ni à entretenir et ne répond pas à toutes les exigences que pose l'installation de communication en taille.

En taille, les moyens dont on dispose en cas de dérangement ou d'accident pour appeler le personnel de surveillance et les machinistes des engins de transport, se limitent à la signalisation connue et qui a donné de bons résultats pratiques.

Celle-ci consiste en :

- 1) signaux acoustiques : coups sur la conduite, câbles avec sonnettes, sonnerie électrique;
- 2) signaux optiques : allumage et extinction de l'éclairage de la taille, là où existe une installation électrique; autres signaux lumineux;
- 3) signaux d'appel d'un homme à l'autre.

Dans les grandes exploitations modernes où le travail s'effectue mécaniquement, les abatteurs se trouvent à de telles distances les uns des autres qu'ils ne peuvent s'entendre. Bien que ce système ait pu convenir autrefois pour l'exploitation de tailles non mécanisées de faible ouverture, il a néanmoins toujours comporté des risques de dangereux malentendus.

Actuellement, on ne peut transmettre des instructions et demander des renseignements relatifs à des dérangements qu'en se déplaçant soi-même ou en envoyant un messenger, ce qui constitue une perte de temps. Abstraction faite de ce dernier inconvénient et du gaspillage de main-d'œuvre qu'on peut difficilement évaluer, le personnel de surveillance est fréquemment empêché d'effectuer convenablement le travail dont il est chargé, surtout pendant les postes d'abatage et de remblayage. C'est pourquoi, en vue d'améliorer les dispositifs téléphoniques existants et de créer des dispositifs nouveaux au fond de la mine, principalement dans les chantiers, on a institué un comité spécial auprès de la D.K.B.L. pour les questions de téléphonie et de signalisation.

Au charbonnage Westerholt de la Hibernia A.G., en collaboration avec la Fernsprech- und Signalbaugesellschaft, vorm. Schüler & Versnoven, Essen-Kupferdreh (Fernsig), on a mis au point un système de communication simple et qui fonctionne bien. Ce dispositif est appelé à rendre de grands services en tailles mécanisées, dans les travaux préparatoires, de topographie et de sauvetage dans les mines.

### Éléments de l'installation téléphonique.

Le nouveau dispositif téléphonique fait usage de capsules, qui sont à la fois émettrices et réceptrices, ainsi que d'appareils à deux capsules, reliés les uns aux autres par des câbles souples de caoutchouc, à deux conducteurs, avec fiches de raccord spéciales.

(2) Busch et Gassmann. — Dispositifs de télécommunication électrique dans l'exploitation minière. - 2<sup>me</sup> Ed. Essen. - Verlag Glückauf 1949.

(3) Rolshoven, Hubertus. — Transport en voies inclinées. - Glückauf 86 (1950), p. 160.

(4) Burgholz, Rudolf. — Développement et critique de procédés nouveaux dans le domaine de la transmission au fond de la mine. - Mitt. Techn. Überwachungsver., N° spécial. - Essen 46/4

Burgholz, Rudolf. — Possibilités nouvelles dans la transmission des informations dans les mines. - Glückauf 85 (1949), p. 486/90.

## a) La capsule dynamique.

L'élément le plus important du système téléphonique est la « capsule dynamique », construite par la firme Neumann et Borm de Berlin et vendue en Allemagne occidentale par la Fernsig. Cette capsule a déjà été utilisée, avant le début de la seconde guerre mondiale, dans l'équipement des navires, dans des installations de téléphone sans batterie avec inducteur d'appel; on a pu apprécier la sécurité de fonctionnement au cours d'un service de plusieurs années dans des conditions très difficiles (5).

La capsule dynamique repose sur le principe dynamique de la transmission électrique de la parole et son fonctionnement correspond donc à celui du téléphone « historique » de Bell. L'intensité insuffisante du son dans la première installation téléphonique provenait seulement de son mauvais rendement. Des aimants perfectionnés et des procédés de fabrication modernes ont permis de construire des capsules d'un rendement particulièrement élevé.

Le caractère essentiel du système réside dans le fait que la production du courant alternatif nécessaire à la transmission de la parole n'exige aucune source de courant étrangère. La structure de la capsule est d'une grande simplicité (fig. 1).

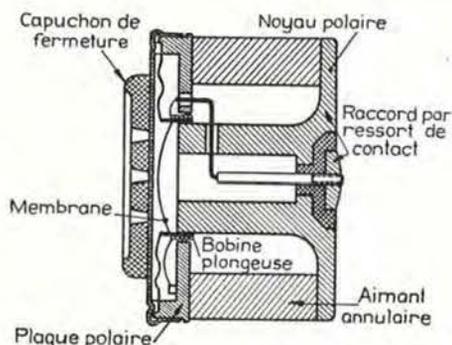


Fig. 1. — Section transversale d'une capsule dynamique.

Elle consiste en un aimant double de forme annulaire, terminé par une plaque et un noyau polaires entre lesquels une bobine reliée à une membrane plonge dans un champ magnétique de 8.000 gauss. Les oscillations de la membrane provoquées par la parole entraînent le déplacement de la bobine. Lorsque le champ de lignes de force de l'aimant permanent est coupé, un faible courant alternatif prend naissance dans les enroulements de la bobine. Si celui-ci est amené par l'intermédiaire d'un câble à une seconde capsule dynamique du même type de construction, la bobine de ce second système se met à osciller et la membrane reproduit les oscillations. C'est pourquoi la capsule peut servir d'émetteur et de récepteur.

Afin d'utiliser toute l'intensité du son, il faut parler aussi près que possible de la capsule; c'est pourquoi la distance qui sépare l'émetteur du

récepteur est petite dans le cas de l'appareil à deux capsules.

Étant donné que le microphone se trouve à une faible distance de la bouche, le rapport entre l'intensité du son utile devant la membrane et celle des bruits parasites est très favorable. Comme les capsules sont exemptes de déformations non linéaires, ce qui n'est pas le cas pour le microphone à charbon, la compréhension reste bonne, même dans des locaux où il y a beaucoup de bruit. Alors que la compréhension est impossible avec les appareils téléphoniques habituels au voisinage immédiat des têtes motrices de transporteurs blindés en fonctionnement, elle est bonne avec les capsules dynamiques parce que ces dernières n'absorbent qu'une faible partie des bruits environnants.

Une comparaison entre les courbes de fréquence du téléphone magnétique et de la capsule dynamique employée comme téléphone montre (fig. 2) que le fonctionnement de la capsule entre 800 et

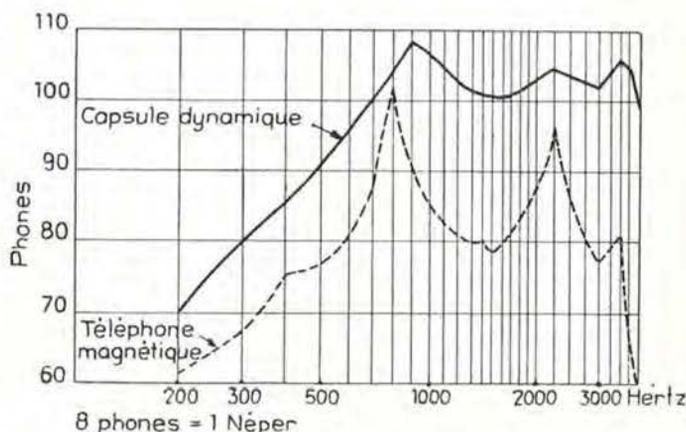


Fig. 2. — Courbes de fréquence du téléphone magnétique et de la capsule dynamique.

4.000 hertz — la zone d'oscillations vocales la plus importante — est bien plus uniforme. Cette uniformité, abstraction faite de la différence d'intensité du son qui va jusqu'à 2,5 néper (20 phons), est particulièrement intéressante pour la compréhension des mots riches en consonnes.

Étant donné la puissance extraordinairement réduite des capsules dynamiques, qui correspond à une tension d'environ 75 mV mesurée avec un voltmètre à tube électronique et de 50 mV mesurée par la méthode oscillographique (à l'intensité de son maximum correspond tout au plus 300 à 400 mV), il ne peut se produire des étincelles susceptibles de provoquer un allumage du grisou.

Ces fours ont été confirmés à la galerie d'essais de Dortmund. C'est pourquoi le Corps des Mines allemand n'impose aucune mesure de protection spéciale pour l'emploi de ces capsules en mines grisouteuses, quand elles sont montées dans de simples dispositifs microphoniques et d'écoute (fig. 5) sans autre source d'énergie, telle que par exemple un inducteur d'appel. Ces appareils ont été agréés pour les travaux du fond d'après un décret du 10 mai 1950; il suffit d'aviser le Corps des Mines de leur installation.

(5) Lange. — Téléphone sans batterie pour bateaux. — « Hansa » 87 (1950), N° 9, p. 518/19.



Fig. 3. — Capsule simple pouvant servir à la fois de microphone et d'écouteur (poids 0,6 kg).

b) *Appareil à deux capsules.*

Comme il faut une certaine pratique pour s'habituer à parler et à écouter avec une seule capsule microphonique et d'écoute, on se sert aux postes fixes d'appareils à deux capsules combinées, comprenant un microphone et un écouteur (fig. 4).



Fig. 4. — Appareil à deux capsules comprenant un microphone et un écouteur (poids : 1,5 kg).

c) *Fiche de raccord et câble.*

La liaison téléphonique est réalisée au moyen d'un fort câble NMH à deux conducteurs de



Fig. 5. — Fiche de raccordement pour capsule dynamique.

6,5 mm, dont les tronçons sont reliés les uns aux autres par des fiches de raccord particulières (figure 5).

Pour éviter toute confusion, le Corps des Mines a exigé que cette fiche, non munie d'une protection antigrisouteuse, puisse se distinguer facilement des fiches à protection antigrisouteuse habituelles. La figure 5 montre la forme adoptée pour la fiche de raccord. On intercale la capsule microphonique et d'écoute ou l'appareil à deux capsules dans le circuit d'écoute et de conversation, en introduisant le bout rectangulaire de la fiche dans l'ouverture E de la fiche de raccord.

### Caractéristique de l'installation.

Ce système qui ne comprend que des appareils de construction simple, d'un fonctionnement sûr et dont tout le monde peut se servir sans difficulté, a permis pour la première fois d'établir une liaison téléphonique entre les stations de chargement, les remblayeuses pneumatiques, les postes de commande des rabots et des transporteurs et un point quelconque de la taille ou des voies d'accès. L'installation peut être utilisée dans toute longue taille, quelle que soit l'inclinaison. On l'installe suivant les exigences du service. On dispose deux ou trois appareils à capsules aux postes importants occupés en permanence par du personnel, tels que les postes de commande des transporteurs, les points de chargement, etc...; une ou plusieurs capsules simples sont utilisées par le personnel de surveillance et les équipes mobiles (haveurs, remblayeurs), etc....

Ces équipes peuvent directement se mettre en rapport avec les postes fixes, grâce aux fiches de raccordement réparties en nombre suffisant le long du circuit. Indépendamment de l'appareil téléphonique, les dispositifs de signalisation lumineuse et acoustiques existants, tels que l'éclairage des tailles, les conduites et claxons, servent à donner le signal d'appel.

Bien qu'à première vue ceci puisse paraître un inconvenient, on a renoncé volontairement à associer une sonnerie d'appel à l'appareillage destiné à la conversation. En effet, dans ce cas, les raccords devraient avoir une protection antigrisouteuse, ce qui compliquerait leur forme et limiterait leur champ d'application; le résultat serait incertain. On ne peut faire usage de lampes à luminescence parce qu'on ne les distingue qu'à une courte distance seulement. C'est pourquoi, comme signal d'appel, le charbonnage Westerholt préfère se limiter aux signaux familiers à chaque mineur, à savoir signaux lumineux et coups sur les conduites d'air comprimé.

### Description d'un cas d'application.

Une installation téléphonique en taille fonctionnant suivant le principe décrit ci-dessus, a été essayée et adoptée dans une longue taille complètement mécanisée du charbonnage Westerholt. Elle est montée dans une taille ouverte dans la couche Dickebank, qui produit journalièrement 1.200 tonnes (fig. 6).

Des tronçons de câbles souples à deux conducteurs sont reliés entre eux par des fiches de raccord (St), placées tous les 20 m en taille et tous les 40 m en voie. Les fiches de raccord sont disposées à proximité d'une lampe (une sur trois) de l'éclairage électrique de la taille. Cette lampe est repérée par un trait circulaire rouge. Le câble téléphonique est suspendu avec les autres câbles à la tuyauterie et déplacé en une fois avec elle dans la partie inférieure de la taille longue de 220 m, où se trouve le transporteur blindé; il doit être démonté journalièrement dans la partie supérieure de la taille équipée d'un transporteur à bande.

Aux postes occupés par du personnel fixe, tels que le treuil (T), le commutateur électrique (Sch), le poste de chargement (L), la remblayeuse pneumatique (Bl), sont montés des appareils fixes à deux capsules (M), tandis que le porion, les pré-

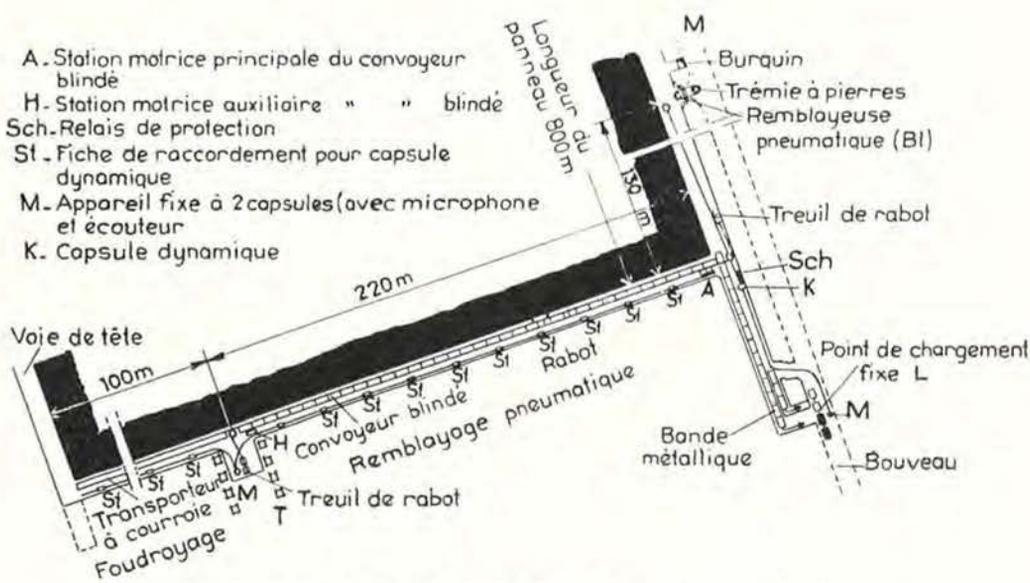


Fig. 6. — Représentation simplifiée de l'installation téléphonique avec capsules dynamiques. Couches Dickebank. — Charbonnage de Westerholt.

posés au transporteur et au rabot ont en poche une capsule microphonique simple. Quand les signaux lumineux convenus et indiqués sur le tableau de signalisation (fig. 7) sont perçus (« Attention » — extinction et allumage rapide et répété de l'éclairage de la voie), le personnel de tous les postes téléphoniques fixes se met à l'écoute, tandis que les ouvriers qui sont munis d'une capsule la mettent en circuit au raccord le plus proche dans la taille ou dans la galerie. Le poste appelant demande le poste appelé et tous les autres peuvent suivre la conversation ou raccrocher. Si le signal d'appel est destiné au poste de remblayage (Attention + 6), seul le personnel affecté à ce service se met en circuit; le porion et le préposé au transport peuvent, suivant les exigences, écouter et parler également.



Fig. 7. — Station de chargement fixe avec appareil double.

### Résultats obtenus.

Les résultats obtenus dans l'installation en service sont très satisfaisants. Vu la simplicité de l'appareillage, il ne se produit que peu de pannes; elles peuvent être aisément découvertes même par des ouvriers non qualifiés.

1) Capsules simples, appareils à deux capsules : après le remplacement des pièces en bakélite (par exemple du capuchon de fermeture) par des pièces faites en d'autres matériaux, il ne s'est plus produit de détériorations. Lorsque la membrane protectrice est endommagée, l'encrassement des pièces intérieures peut nuire au fonctionnement de la bobine plongeuse. Ces capsules sont de préférence nettoyées à l'atelier. L'exécution actuelle des appareils à deux capsules satisfait aux conditions difficiles de l'exploitation. Pour les capsules portatives, on a prévu une gaine en cuir avec ouverture devant le micro.

2) Câble : on peut suivre la suggestion, émanant des milieux compétents et visant à remplacer le mince câble NMH par un câble plus fort. On a constaté que le diamètre du câble ne doit pas être notablement renforcé, étant donné qu'il est de préférence placé sous la conduite ou disposé avec d'autres câbles. Un câble rompu, par un éboule-



Fig. 8. — Commande principale du convoyeur blindé avec appareil double.

ment par exemple, peut être provisoirement réparé par des nœuds et le raccordement des extrémités des fils jusqu'au remplacement du tronçon endommagé. Par suite de la basse caractéristique ohmique des capsules dynamiques, une communication acceptable subsiste même dans les réseaux de câbles défectueux, contrairement à ce qui se passe avec le téléphone ordinaire. Un câble mince, mais résistant à la traction, facilite la suspension lorsque le câble doit être déplacé journellement d'une havée à l'autre.

3) Fiches de raccord : par suite de l'absence de protection antigrisouteuse, la fiche est si simple qu'elle peut être considérée comme d'un fonctionnement sûr dans sa forme actuelle. Un encrassement de la fiche avec obstruction de l'ouverture d'entrée (E à la fig. 5), causé par la poussière due au remblayage pneumatique, réduit l'intensité du son, mais n'interrompt cependant pas la compréhension. On enlève les souillures en glissant la fiche rectangulaire dans le logement d'entrée E, ouvert des deux côtés.

Il est indiqué cependant de nettoyer de temps à autre les fiches au moyen d'une fine brosse. Les dérivations dans la prise, lors de travaux en milieu humide, influencent peu l'intensité du son.

La tâche du personnel de surveillance est grandement facilitée par l'utilisation de l'installation

téléphonique et le rendement du chantier est favorablement influencé. A Westerholt, il a suffi d'un court apprentissage pour obtenir, dès le premier jour du fonctionnement de l'installation, des communications excellentes.

actuellement un appareil émetteur et récepteur bon marché, antigrisouteux, insensible aux chocs et que l'on peut mettre en poche. Il est indispensable pourtant qu'un tel système soit mis au point afin d'arriver à supprimer le câble.



Fig. 9. — Porion en taille parlant devant la capsule.

#### Comparaison avec le système radiophonique.

La création de l'installation téléphonique décrite ne doit pas faire obstacle au développement du système de communication radiophonique. Celui-ci peut revendiquer sans aucun doute des succès initiaux prometteurs; mais il faudra probablement attendre plusieurs années pour que les appareils, actuellement encore peu maniables, sensibles et coûteux, deviennent pratiquement utilisables. Il semble d'ailleurs douteux que le système de communication radiophonique soit à même de répondre aux exigences posées par l'abatage et décrites ci-dessus. La capsule microphonique est légère, peu encombrante et peut être mise en poche; cependant elle peut parfois encore être gênante à porter. Il n'est pas encore possible de fabriquer

#### Autres possibilités d'emploi de l'installation téléphonique dans les travaux du fond.

Pour le fonçage de puits ou le creusement de burquins, le Corps des Mines exige la pose d'un conduit porte-voix partant de l'étage. On obtient une communication plus simple, plus claire et notablement moins coûteuse, grâce à deux appareils à deux capsules ou à deux capsules simples, reliés par un câble à deux conducteurs, tandis que le signal se fait, comme auparavant, par des coups sur la conduite. Le coût de l'installation représente  $1/6$  à  $1/8$  de celui du tuyau acoustique habituel, de 100 mm de diamètre.

Dans les burquins utilisés pour l'extraction, l'envoyeur peut être relié au machiniste; des fiches



Fig. 10. — Surveillant de l'installation de transport à l'écoute.

intermédiaires sont également prévues pour le personnel d'entretien. En ce qui concerne la communication par tuyaux acoustiques, l'ordonnance de la police des mines fixe à 80 m la longueur maximum admissible en cas de transport du personnel. Les téléphones de mines existants offrent une sécurité de service plus grande et plus simple grâce à la disparition de la batterie, lorsqu'on les munit de capsules dynamiques, comme cela se fait déjà dans quelques charbonnages de la Ruhr, notamment dans les puits humides.

L'installation décrite peut également être utilisée avec le remblayage pneumatique et hydraulique pour les levés de plans de mine et lors des travaux de sauvetage. Dans des cas particuliers, comme par exemple dans les installations de remblayage, un dispositif d'appel supplémentaire (inducteur d'appel, claxon) peut devenir nécessaire.

On a entrepris en Angleterre, au cours des deux dernières années, des essais parallèles avec le micro-

phone actionné par le son (« sound-power ») pour réaliser la meilleure transmission de renseignements entre des équipes de sauveteurs au travail et leurs bases situées en dehors de la zone dangereuse (6). Le siège central des stations de sauvetage dans les mines, à Essen, a créé, en collaboration avec la Fernsig, un appareil facile à porter, au moyen duquel le poste de commandement reste constamment en communication téléphonique avec le chef de l'équipe au travail. La question du signal d'appel a été résolue de façon satisfaisante au moyen de tons aigus, qui sont produits par un claxon de signalisation disposé devant la membrane.

(6) Kuhn. — Transmission d'informations avec ou sans fil pour le service de sauvetage dans les mines. - *Glückauf* 85 (1949), p. 850/52.

Leek, J.G.E. — Communication radiophonique et téléphonique pour le sauvetage dans les mines. - *Colliery Guardian* 177 (1948), p. 875/81.

# Les dégâts miniers à la surface et dans les travaux

d'après « Bergschadenkunde » du Dr. Ing. O. Niemczyk.

par L. DENOEL,

Professeur émérite à l'Université.

L'auteur, professeur de topographie minière à l'Ecole Supérieure des Mines d'Aix-la-Chapelle, a, dès 1931, créé un cours spécial de la Science des dégâts miniers et il en a fait un centre d'investigations qui n'a pas cessé de prendre de l'importance. Cette nouvelle discipline s'est assigné pour but de réduire autant que possible, sinon de supprimer, les dommages à la surface et de conduire les travaux du fond de manière à équilibrer les tensions dans le massif, à éviter les coups de toit et à rendre l'exploitation plus sûre et plus lucrative.

La littérature, en cette matière, est très volumineuse et elle touche, non seulement la question pro-

prement dite des dommages, mais aussi une série de questions connexes. Le présent ouvrage s'efforce de condenser et de classer toute cette documentation dispersée, d'en faire la critique et d'exposer les résultats acquis et les problèmes qui restent à résoudre.

L'ouvrage est divisé en deux parties :

A. — DOMMAGES A LA SURFACE.

B. — DOMMAGES AU FOND. ETUDE DES PRESSIONS DE TERRAINS.

(1) Verlag Glückauf, Essen — 1949 — 290p., in 4°.

## A. — DOMMAGES A LA SURFACE

### I. — Principes généraux. Mesures topographiques. Erreurs dans l'appréciation des mouvements du sol.

Le Chapitre I est consacré à l'étude de ces sujets et constitue une sorte d'introduction.

Après des considérations sur la notion juridique des dégâts miniers, l'auteur s'attache au but technique de leur étude. Au début, on n'a traité que des affaissements exclusivement. C'est en 1906 que le géomètre Janus, de Homberg a, le premier, attiré l'attention, non seulement sur les affaissements verticaux, mais aussi sur les déplacements horizontaux et les déformations des profils d'investigation. (1)

Le degré de précision des observations, les méthodes et les instruments, la détermination des erreurs probables dans les mesures tant au fond qu'à la surface font l'objet d'une douzaine de pages.

Les formules sont traduites en graphiques ; des exemples en montrent l'application. On y voit que, dans un polygone de 12 côtés d'une longueur totale de 471 m., l'erreur sur la position d'un point est de 15,8 mm. L'écart limite acceptable est estimé à 2,5 fois l'écart moyen, dans les opérations à la surface, et à 3 fois dans celles du fond. Les exigences paraîtront sévères, mais elles sont en rapport avec l'ordre des grandeurs des mouvements à mesurer, lesquels n'ont de signification que s'ils dépassent les erreurs d'observation.

### II. — Théorie des mouvements du sol au-dessus des exploitations.

Cette question a fait l'objet successivement de considérations purement théoriques, de l'étude des profils de nivellements sur le terrain et d'expériences sur des modèles en petit. L'auteur considère comme désuètes toutes les théories qui ont été proposées depuis Gonot jusqu'à la « règle westphalienne » et Thiriart, pour s'en tenir à la période qui va de Korten (1909) à nos jours. Il s'appuie sur la « Théorie de la cuvette » qui a été développée par Lehmann.

(1) En 1885, par Fayol. - Bul. Soc. Ind. Min. En 1864, par Goodwin. - Trans. Manchester Geol. Soc. (N.d.L.D.).

1. Les éléments à considérer sont l'affaissement, l'inclinaison, la courbure, le glissement, l'extension et la compression.

Il faut, en tout premier lieu, considérer l'action d'une seule couche dans un terrain vierge et en stratification horizontale ou inclinée. Pour la clarté de notre résumé, nous reproduisons ici les quelques diagrammes fondamentaux donnés (fig. 1 à 8).

mis, en plus de la descente verticale, à une composante horizontale  $v = s.t.g.\mu$ . Sur la fig. 2 sont indiqués les glissements par rapport au point 15 et les variations de longueur observées, les unes positives (extensions), les autres négatives (compressions) et il a été démontré par Keinhorst que la somme de toutes les compressions est égale à la somme des extensions. Les variations le long du profil sont représentées par la fig. 2. Il existe deux maximums

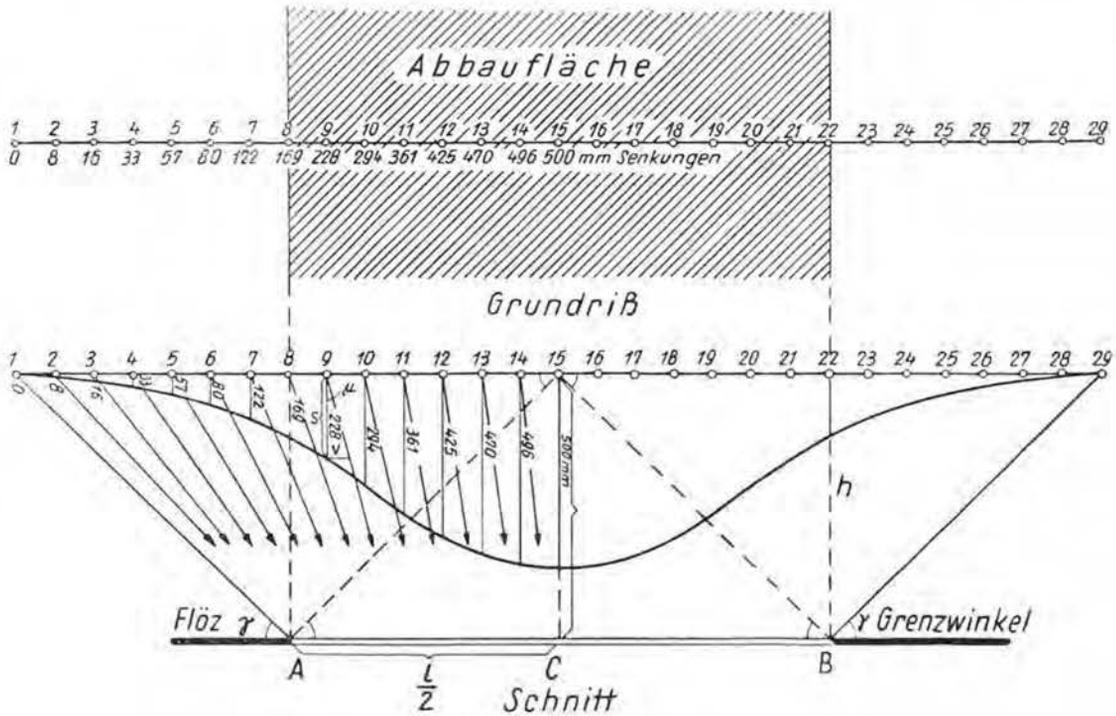


Fig. 1. — Formation de la cuvette : 1. Affaissements.

- Abbaufäche = aire exploitée.
- Grundriß = plan.
- Schnitt = coupe.
- Flöz = couche.
- Grenzwinkel = angle limite.

Une base a été tracée et mesurée avec toute l'exactitude possible, d'accord avec la direction des travaux, puis on a exploité le panneau hachuré, et lorsque le tassement a été présumé achevé, les mesures faites ont donné les résultats figurés.

Comme il s'agit d'un schéma didactique, les cotes ne sont données que sur la partie gauche du diagramme, mais elles se répètent symétriquement sur la droite. La courbe d'affaissement a une allure sinusoïdale. A et B sont les limites du panneau,  $\gamma$  est l'angle limite,  $\beta$  l'angle de cassure,  $\mu$  l'angle avec la verticale des trajectoires supposées d'un point du sol sollicité suivant la direction des flèches. Le point central n° 15 est sollicité également à droite et à gauche et descend verticalement, tandis que les points 2 à 14 d'une part et 29 à 16 d'autre part sont sollicités vers le centre et ainsi sont sou-

des tensions ; ils correspondent aux angles de cassures ; le passage de la zone négative à la zone positive se trouve aux aplombs du périmètre en A. et B. De ces éléments, on déduit la courbure, le glissement et l'inclinaison locale, qui ont un grand intérêt du point de vue des lésions aux constructions.

La fig 3 représente l'allure de tous ces mouvements de terrain. Dans la pratique, on constate naturellement des écarts d'avec ce diagramme théorique ; ils sont dus à l'hétérogénéité des terrains, des couches, à l'allure imprimée à l'exploitation. Il n'est donc pas surprenant que la théorie de Lehmann ait été critiquée et amendée dans une foule de publications mais, d'après notre auteur, elle n'en est pas ébranlée et elle constitue le meilleur fondement de l'étude des dégâts miniers.

Les figures se rapportent à un panneau exploité

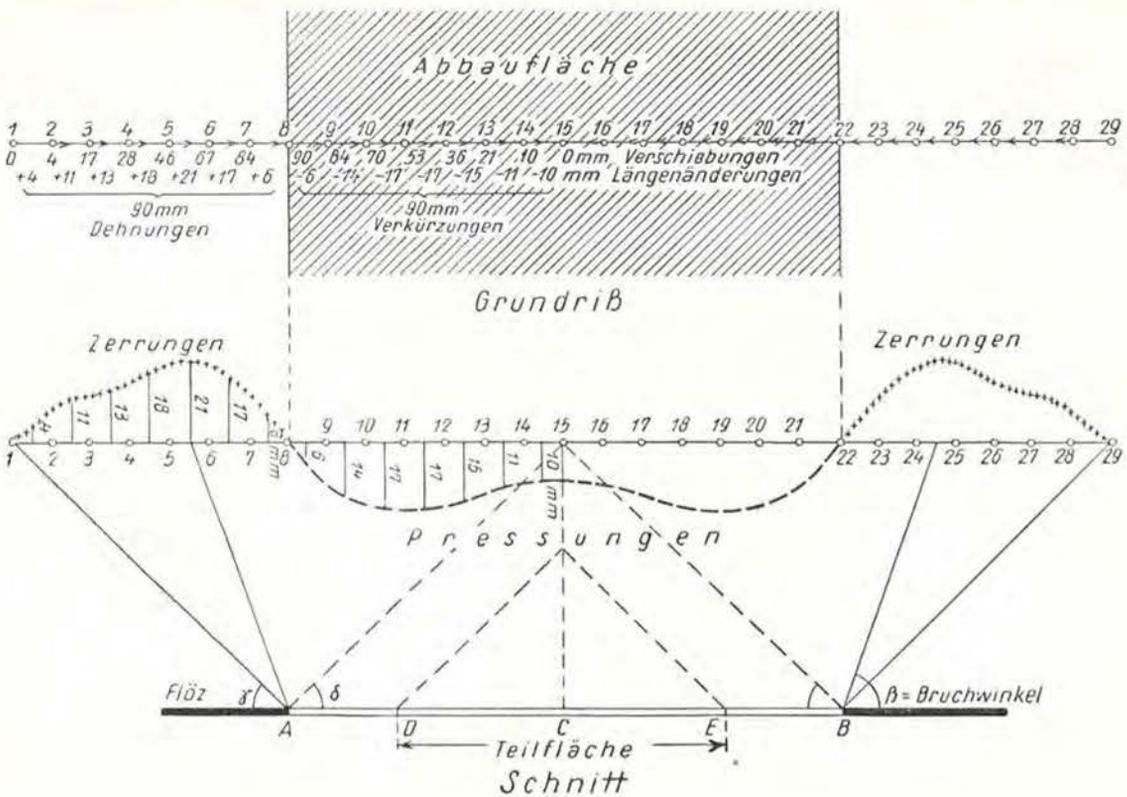


Fig. 2. — Formation de la cuvette : II. Pressions et tensions.

- Dehnungen = allongements.
- Verkürzungen = raccourcissements.
- Verschiebungen = glissements.
- Längenänderungen = variations de longueur.
- Zerrungen = tensions.
- Pressungen = pressions.
- Teilfläche = aire partielle.

sur toute sa largeur et à un état d'équilibre stable, atteint après un temps assez long. On appelle *aire pleine*, celle que détermine le plan de la couche dans un cône ayant pour base le contour de la cuvette superficielle et des génératrices d'angle  $\gamma$  sur l'horizon. C'est, en d'autres termes, l'aire influençant la surface de 0 à 29. Il serait plus expressif de l'appeler *aire de complète influence* ou *d'action complète*. On appelle *aire partielle*, une aire quelconque à l'intérieur de la précédente et *aire surabondante*, celle qui déborde celle-ci.

Une aire partielle AC correspond par exemple à un sens de marche de A vers B ; l'allure des déformations obéit dans son ensemble aux mêmes lois, les angles limites sont les mêmes et l'axe de symétrie correspond au centre de l'aire partielle. La loi de l'égalité entre la somme des pressions et celle des tensions se vérifie encore. La cuvette se creuse progressivement et son fond se déplace dans le sens A→B. Au point A et à sa gauche, les valeurs absolues des caractéristiques vont en augmentant ; la zone des tensions n'augmente pas, mais le maxi-

um se déplace vers la droite. Une remarque importante, c'est que, à partir du moment où l'aire partielle est égale à  $1/2$ , ce maximum atteint sa valeur définitive correspondant à l'aire pleine  $l$ . Dans la zone comprimée, le maximum est atteint déjà à partir de  $1/4$ . Il en résulte qu'il y a un *point critique* qui a été signalé par Rellensmann. Ces phénomènes sont représentés par le diagramme 5.

Dans la zone surabondante (diagr. 6), il se forme une cuvette à fond plat, soit une zone centrale d'équilibre, et aux deux extrémités apparaissent les mêmes phénomènes de déformation déjà étudiés. Il en résulte que, dans cette zone centrale, s'il n'y a pas de perturbations causées par abandon de piliers ou intervention d'autres chantiers, les seuls dégâts produits sont ceux qui dépendent de l'affaissement simple, par exemple, les variations des niveaux aquifères.

*Stratification inclinée.*

Dans ce chapitre sont relatés uniquement les résultats des observations. Il est établi d'abord que

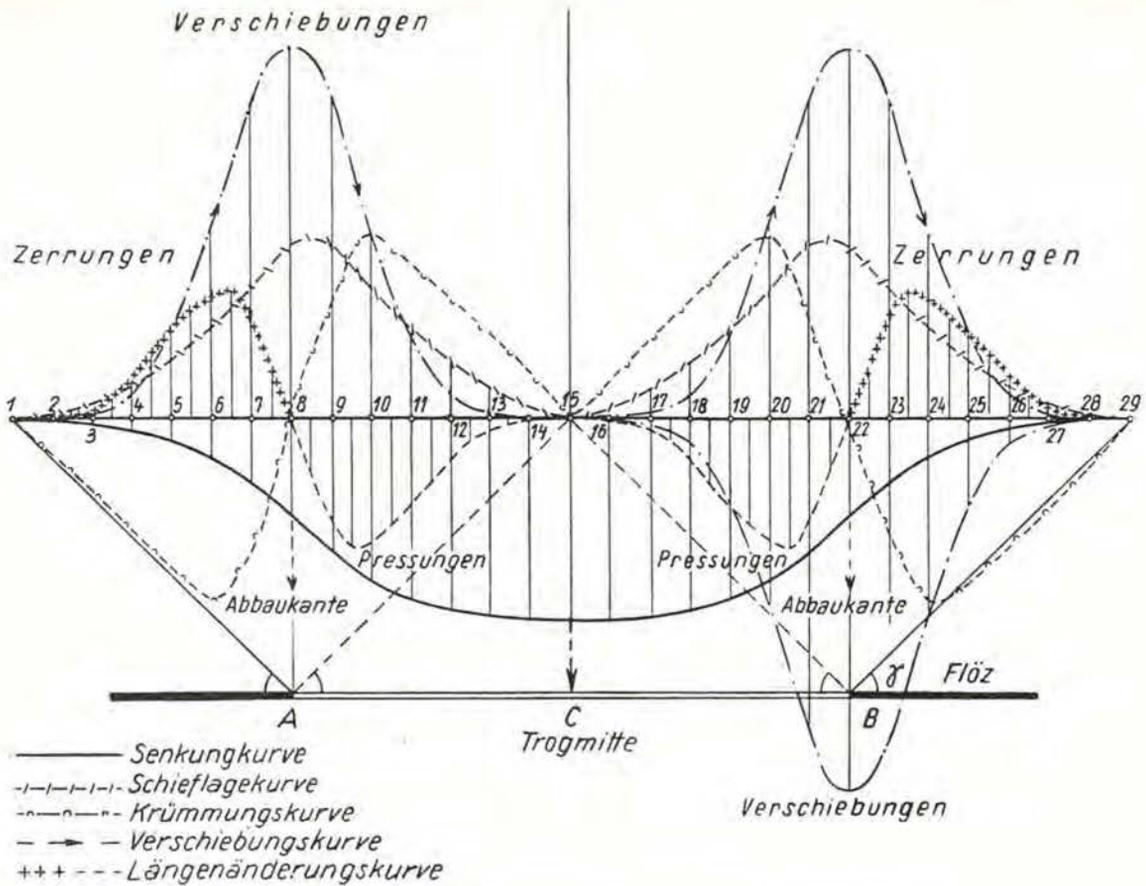


Fig. 5. — Représentation des mouvements du sol au-dessus d'une aire complète.

- Senkungskurve = courbe des affaissements.  
 Schiefelagekurve = courbe des dénivellations.  
 Krümmungskurve = courbe des courbures.  
 Verschiebungskurve = courbe des glissements.  
 Längenänderungskurve = courbe des variations de longueurs.  
 Abbaukante = limite du massif.  
 Troglmitte = milieu de la cuvette.

le fond de la cuvette n'est plus au milieu de l'aire exploitée, mais beaucoup plus près du bord supérieur. Les angles limites ne sont plus égaux ; celui d'amont beaucoup plus raide que celui d'aval, ce dernier décroissant à mesure que le pendage de la couche augmente. En terrain horizontal, l'angle  $\gamma$  a une valeur moyenne comprise entre 50 et 55°, en couches inclinées de 25 à 85°, l'angle d'amont  $\gamma_L$  varie entre 60 et 90° et l'angle d'aval  $\gamma_u$  entre 50 et 30°.

Les exemples 7 et 8 servent de modèles d'analyses des phénomènes. Dans la fig. 7, l'aire pleine correspondant à un profil AB est CD déterminée par les angles limites 70° et 40°. Le point le plus bas est en S et les parallèles aux directions limites menées par ce point déterminent les limites C et D de l'aire d'action complète. La cuvette d'affaissement est fortement étirée vers la gauche. Les glissements, inclinaisons et tensions sont caractérisés par des

courbes assez plates et à faible courbure dans la branche gauche du diagramme, mais au voisinage du point S par des maximums très élevés et tombant rapidement. Il y a donc là une zone étroite, mais très dangereuse, et au-delà vers l'extrémité B, il n'y a que des tensions et des pressions insignifiantes. L'angle de cassure ne diffère guère de l'angle limite de 70°. Cependant, la loi de Keinhorst, équivalence des pressions et des tensions, subsiste encore.

L'aire partielle est caractérisée par le fait que l'intersection S' des parallèles aux angles limites se trouve en-dessous de la surface. La cuvette est encore dissymétrique, le point le plus bas est situé dans la région d'amont, mais les diverses courbes caractéristiques présentent plus d'analogies avec celles des plateaux. Ainsi, il y a deux maximums des tensions. Celui de gauche et le maximum des pressions peuvent encore être traités de points critiques.

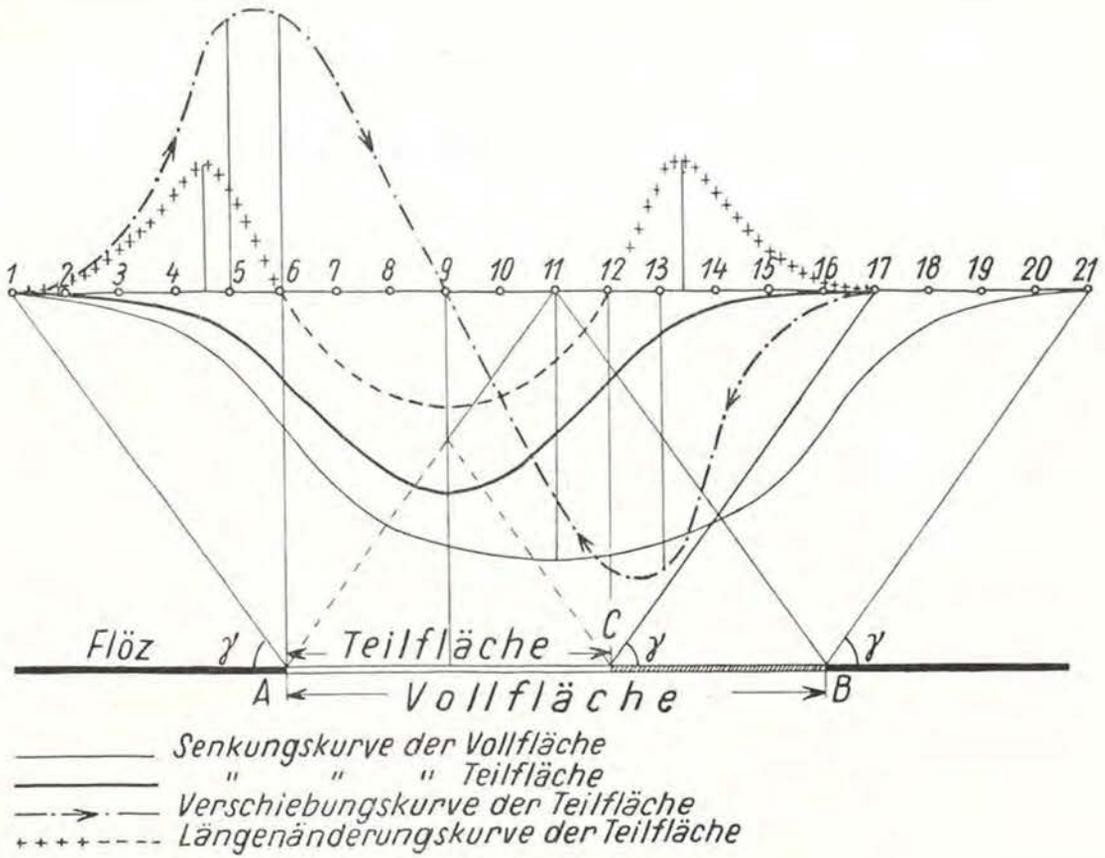


Fig. 4. — Représentation des mouvements du sol au-dessus d'une aire partielle.  
 Senkungskurve der Vollfläche = affaissements de l'aire complète.  
 Senkungskurve der Teilfläche = Affaissements de l'aire partielle.  
 Verschiebungskurve der Teilfläche = glissements correspondant à l'aire partielle.  
 Längenänderungskurve der Teilfläche = variations de longueur correspondant à l'aire partielle.

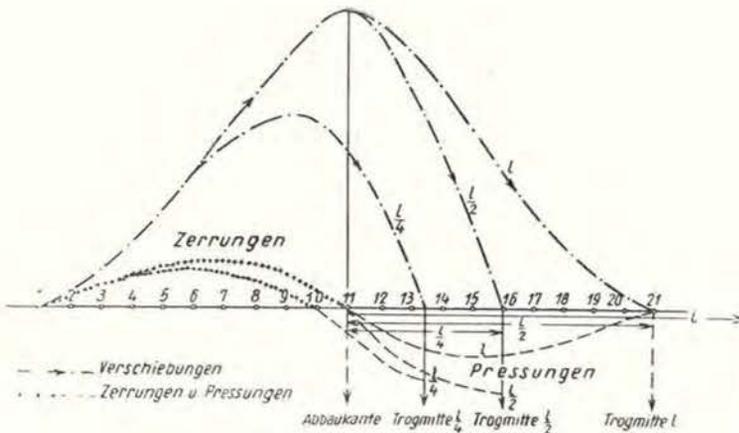


Fig. 5. — Glissements et variations de longueur au-dessus d'une aire complète et d'aires partielles.

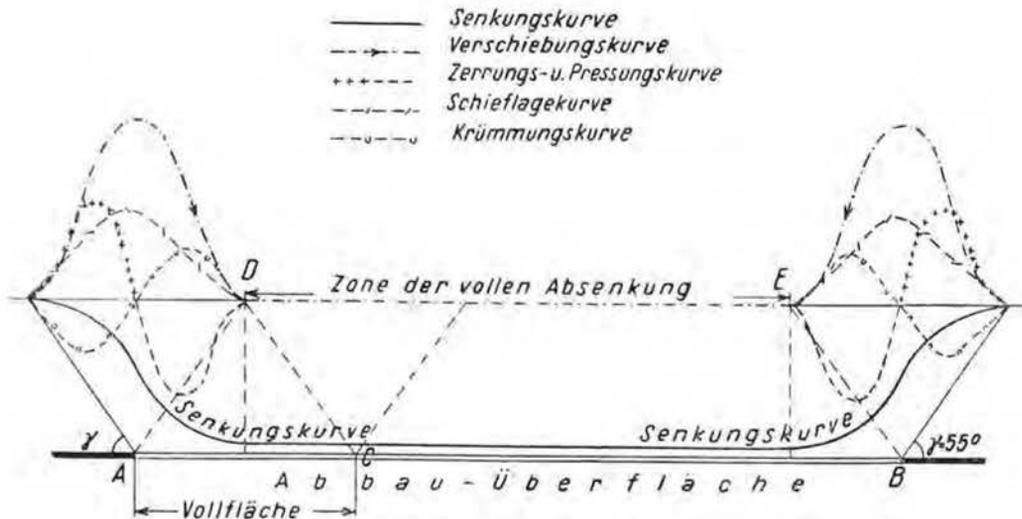


Fig. 6. — Mouvements du sol au-dessus d'une aire surabondante.

Zone der vollen Absenkung = zone de tassement complet.

Il est important de noter que, dans les figures 2 à 9, quand il s'agit d'aires partielles, les états figurés ne sont pas des états momentanés, mais ceux qui correspondent au tassement final qui peut n'être atteint qu'après plusieurs années. Les variations dans le temps des déformations du sol sont un des problèmes les plus ardues et il n'en est pas question dans ce chapitre.

## 2. Propagations des mouvements à l'intérieur du massif.

En tentant d'expliquer les modes d'enfoncement des terrains dans les vides formés par l'exploitation, on se heurte à des difficultés inextricables. Les phénomènes échappent à l'observation directe et

par conséquent à toute mesure. On en est réduit à des hypothèses, à des essais sur des modèles en petit et à quelques cas très particuliers de puits d'extraction ou d'aérage influencés à divers niveaux par les chantiers d'exploitation.

L'auteur rapporte, avec les réserves qu'elle comporte, la théorie de Korten qui attribue la désagrégation du terrain en ordre principal aux tensions de traction, soit directes, soit résultant de flexions, et à l'écoulement des masses ameublies vers le vide à la façon d'un liquide visqueux. Eckardt a proposé une théorie mécanique qui suppose la formation d'une voûte au-dessus du vide, voûte dont la portée augmente progressivement et qui finit par s'écrouler. Dans certains cas exceptionnels de bancs de grès

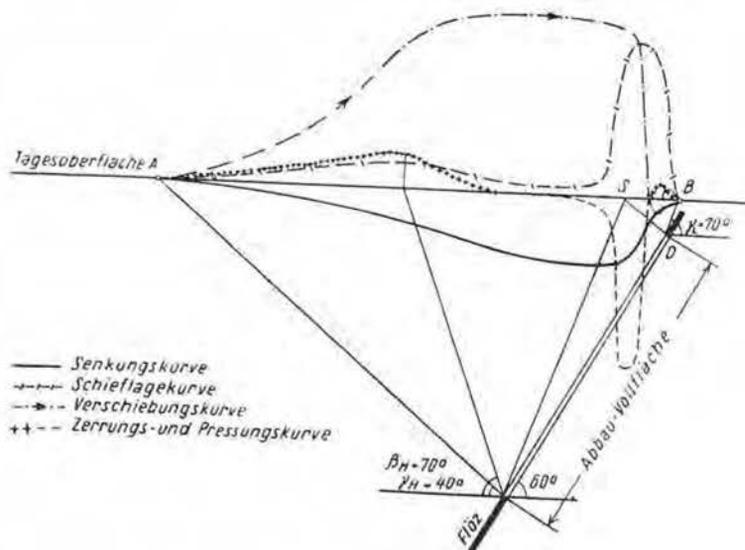


Fig. 7. — Mouvements du sol dans le cas d'un dressant. Aire complète.

massifs et cohérents, cet écroulement n'atteindrait pas la surface. Dans les terrains meubles ou tendres sans grande résistance à la traction, l'envahissement du vide se fait immédiatement. Le remblai atténue les mouvements en verticale, mais les étend en horizontale. Eckardt ne fait aucune distinction entre les plateaux et les dressants, mais il s'occupe des failles. Il y a certaines coïncidences à l'appui de ses vues, mais il faut se garder de les généraliser.

L'étude de modèles en petit a été faite depuis très longtemps. On peut faire à tous ces essais le

doit être réservée à la comparaison des affaissements avec la formation des synclinaux et anticlinaux géologiques et des cassures qui les accompagnent, les unes radiales (tractions), les autres (crains, charriages) attribuées à des compressions.

Lehmann a montré que la formation d'un géosynclinal est assimilable à celle d'une cuvette d'affaissements et que les deux phénomènes peuvent s'expliquer l'un par l'autre. Considérant l'accentuation des plissements observables à l'époque actuelle, et en particulier, le relèvement des crêtes

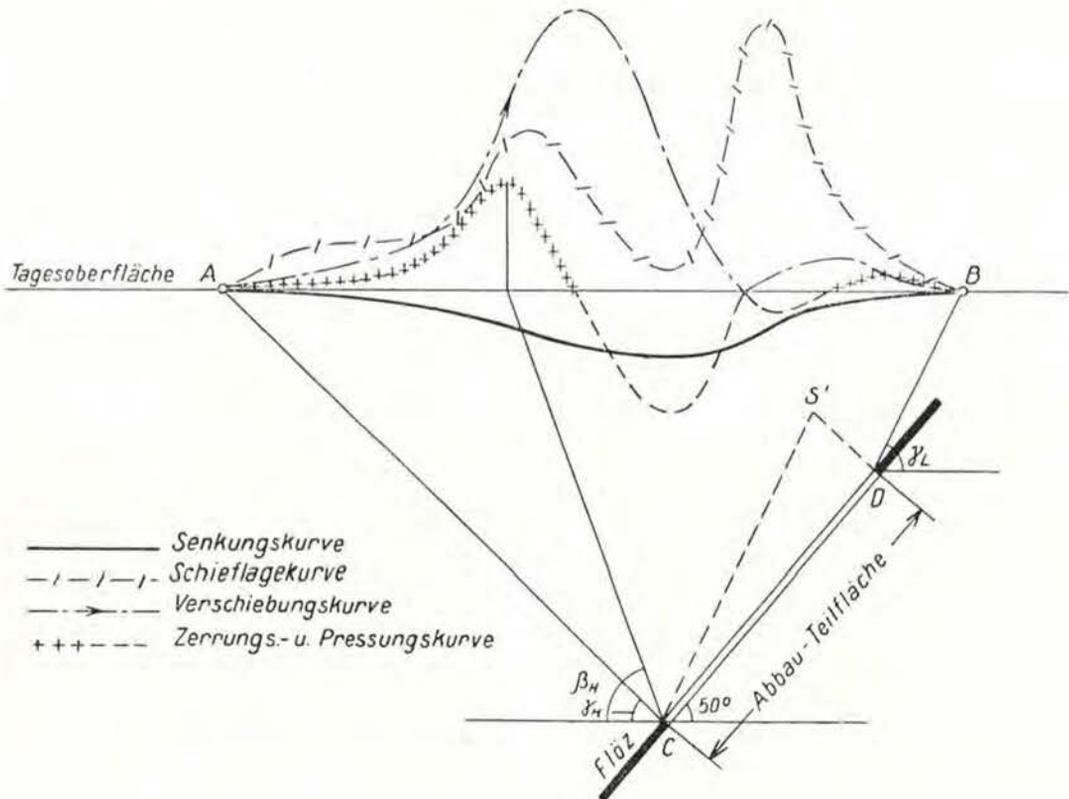


Fig. 8. — Mouvements du sol au-dessus d'un dressant. Aire partielle.

même reproche, c'est qu'ils emploient des matériaux dont les propriétés mécaniques diffèrent absolument de celles des roches du terrain houiller. L'intérêt de ces expériences est de confirmer plus ou moins les explications théoriques et de reproduire certains phénomènes naturels comme la formation de la cuvette, de fissures sur les bords, etc

L'étude des cavités naturelles a aussi été invoquée, par exemple l'existence des grottes de grande étendue dans les calcaires, dolomites et basaltes fait toucher du doigt la formation de voûtes et leur écroulement partiel. Les mines de sel et les glaciers fournissent des exemples de plasticité et de crevasses et des indications sur les déformations en fonction du temps que l'on a transposés par analogie aux massifs houillers. Une attention spéciale

au bord d'une fosse, Lehmann les compare aux très légers relèvements constatés aux limites des cuvettes et dont l'existence a été mise en doute par plusieurs auteurs parce que leur amplitude, de 1 à 3 cm, est de l'ordre des erreurs d'observation. Il cite le cas particulier d'une mine de lignite où le relèvement bien que très faible ne serait pas discutable et il conclut à la réalité du phénomène, tout au moins là où les terrains de surface sont tendres ou plastiques.

Les refoulements et les étirements et leurs variations de bas en haut ont fait l'objet d'une étude de Bals, qui est rapportée substantiellement.

La propagation des déformations se ferait en trois phases. Au-dessus de l'aire exploitée, on trouve une zone d'affaissement complet délimitée par les plans

d'angle limite et formant voûte ou pyramide. Si l'aire est complète, le sommet atteint la surface et tout le corps de terrain ainsi délimité s'affaisse en bloc. Tout alentour, il y a une zone de tensions à l'intérieur de laquelle tous les points s'affaissent moins dans les régions hautes que dans le fond. C'est uniquement dans cette zone qu'il peut y avoir un foisonnement; elle est limitée par le cylindre vertical ayant pour base l'aire exploitée. La troisième zone est extérieure à ce cylindre et s'étend jusqu'aux bords de la cuvette. Ici, tous les points des régions supérieures subissent des affaissements décroissant à mesure que l'on descend. Il n'y a pas de foisonnement, mais au contraire une compression des couches, qui se manifeste par la surpression dans le ferme à partir du front de taille.

### III. — Effets sur les constructions de la surface.

#### 1. Pressions et tensions.

Ces effets sont connus et ils ont été décrits entre autres par Goldreich avec de nombreuses illustrations. L'auteur y ajoute quelques exemples montrant les lésions d'une fondation en béton, de murs en briques, de conduites d'eau.

#### 2. Les nappes aquifères.

Elles font l'objet d'une étude assez développée qui embrasse la formation de mares, les fluctuations saisonnières des nappes phréatiques, le rabattement des niveaux, la déformation de la surface par les phénomènes de dissolution, etc. L'auteur s'attache aux résultats des investigations les plus récentes, dont celles faites par son Institut (Dissertation de H. Rom, 1939).

Un épuisement local donne lieu dans la nappe à la formation d'un entonnoir que l'auteur suppose en forme d'hyperboloïde, dont le rayon d'action varie avec la hauteur du rabattement et la perméabilité du terrain. Kyrieleis et Sichard ont proposé la relation  $R = 3000 \times h \times \sqrt{K}$  qui est traduite en graphique en fonction des valeurs expérimentales de  $K$  comprises entre 0,10 et 0,0001. Cette formule, bien qu'empirique, donne des résultats satisfaisants dès que  $K$  est donné avec précision et elle a l'avantage d'être d'une application facile, alors que les formules théoriques sont très compliquées.  $K$  peut être déterminé au laboratoire ou indirectement par des essais de pompage gradués. La question des dommages causés par l'épuisement et par les alternances d'activité et de repos a donné lieu à de vives controverses et à de nombreux procès.

Dans les terrains solubles, sel, gypse et calcaires, il n'est pas douteux que la dissolution occasionne des dégâts. Des irruptions de sables bouillants dans les mines de lignite et dans le bassin houiller de Beuthen ont causé des catastrophes dans les chantiers et aussi des assèchements d'étang et des lésions

aux bâtiments, mais dans des cas particuliers très rares. L'entraînement lent et progressif de fines particules solides n'a d'effet qu'au voisinage immédiat du point de captage. L'épuisement d'eau pure à des effets appréciables dans les mines de lignite, où les morts-terrains sont formés de roches liantes (argiles, marnes) qui gonflent ou se contractent lorsque l'entonnoir d'épuisement se superpose à une cuvette d'affaissement due aux exploitations. On trouvera dans ce chapitre des exposés mathématiques et des graphiques.

#### 3. Les coups de toit.

Ils donnent lieu à des ébranlements de la surface qu'on peut enregistrer par des sismographes et qui sont perceptibles à des distances de 40 km et plus de l'épicentre. On trouvera dans ce chapitre des détails sur la répartition, la concordance avec les grands séismes, l'influence de la profondeur, la périodicité. Des dégâts importants aux bâtiments de la surface ont été constatés en Haute-Silésie. Le nombre de ces accidents a fortement décru depuis 1939 grâce aux mesures de sécurité introduites dans les méthodes d'exploitation.

#### 4. Mesures propres à atténuer les dégâts miniers.

L'auteur examine successivement les rues à grand trafic, les maçonneries, les canalisations d'eau, de gaz et d'électricité, les chemins de fer et tramways, les installations de chauffage. Il discute la question des matériaux, celle des joints élastiques ou susceptibles de glissement, celle des perturbations dans les pentes, de la division des longs bâtiments en blocs indépendants, etc... Il donne de nombreux exemples et croquis de dispositifs consacrés par l'expérience, entre autres les fondations sur béton, sur grillages métalliques, sur articulations, et il constate que des progrès considérables ont été réalisés dans le sens de l'atténuation des dégâts.

#### 5. Limite des déformations dangereuses.

Il pose ensuite la question de savoir à partir de quelle limite les déformations deviennent dangereuses. Une pente de 1 à 2 mm. par m. dans les planchers est sans conséquence, mais il n'en est pas de même pour les massifs de fondation de machines pour lesquels 0,5 mm. est une limite. Les extensions dans les maçonneries peuvent être comparées à celles qu'on observe dans les essais de résistance de matériaux ou aux dilatations par les variations de température. Quand un mur de briques est exposé au dehors à une température de  $-30^{\circ}$  C et au dedans à  $+20$  ou  $25^{\circ}$ , il y a entre les deux parois une différence de longueur de 0,31 mm. par m. et cependant on ne constate pas de fissuration. Par conséquent des extensions ou contractions de 0,5 à 0,6 mm/m dans les maçonneries sont tolérables, tandis que dans un tuyau de 8 m. de long,

elles provoqueraient l'arrachement d'un joint. Par contre, les murs sont beaucoup plus sensibles aux hors-plomb que les rails et les tuyaux. Leur redressement est très coûteux.

#### IV. — Dégâts pseudo miniers.

Il y a une multitude de causes produisant des mouvements du sol dans les terrains minés et dans les autres. L'auteur en cite une vingtaine qu'il distingue entre *naturelles* et *artificielles*. Les sources, les variations du niveau hydrostatique ont une tout autre influence dans les terrains fangeux ou tourbeux que dans les sables et graviers. Les mouvements tectoniques actuels sont, les uns extrêmement lents et perceptibles seulement par leurs effets sur des bâtiments historiques ou par des mesures géodésiques répétées à très longs intervalles, les autres beaucoup plus rapides et même brusques. Il est à noter qu'on peut attribuer une certaine probabilité aux mesures de hauteurs, mais que les déplacements horizontaux restent très problématiques. Cependant le cas de la ville de Beuthen est instructif. On a établi que le centre s'est affaissé de 15 cm en 20 ans et que les déplacements en travers ont atteint 43 à 76 mm, ce qui représente 4 fois l'erreur probable déduite de mesures répétées. Ces mouvements du sol, peut-être plus fréquents qu'on ne le croit, doivent être acceptés comme une donnée du problème puisque leur détermination exige des nivellements précis et une triangulation dont les frais très élevés et la durée sont exorbitants devant l'importance des dommages.

##### Les tremblements de terre.

Les tremblements de terre font l'objet de considérations géologiques et le tableau de Mercalli-Cañani-Sieberg donne toutes les indications sur leur intensité et leurs effets nocifs. Leur part d'intervention dans les dégâts est d'une appréciation très difficile.

##### Les causes artificielles.

Les causes artificielles sont d'abord les barrages, les endiguements et les ouvrages de régulation des cours d'eau, qui provoquent des érosions, des affaissements et des variations notables dans les niveaux des nappes aquifères, des dommages aux cultures et aux constructions. Les défauts de construction sont nombreux et variés et l'auteur leur consacre cinq pages.

Les dommages dus aux transports et à l'industrie résultent principalement des vibrations. Ils ont été étudiés récemment à l'aide de sismographes enregistreurs, d'explosions intentionnelles et de machines oscillantes placées souterrainement.

L'effet des véhicules sur un objet dépend de la distance, de la nature du sol et du sous-sol, de la voie et de ses inégalités, du poids et de la vitesse des véhicules. Les points dangereux dans les rues sont

les croisements de voies ferrées et, dans celles-ci, les joints des rails. Parmi les machines, ce sont celles de grandes puissances et de grande vitesse, compresseurs, machines soufflantes, concasseurs et appareils à secousses qui ont le plus d'influence; leurs vibrations sont entretenues et diffèrent en cela de celles des véhicules, plus intenses mais de courte durée. Ces vibrations sont très peu amorties dans le sol de fondation et leur fréquence s'approche de la fréquence propre du bâtiment jusqu'à se confondre avec elle. La description des instruments de mesure, des calculs, des tables de comparaison avec l'échelle des tremblements de terre de Mercalli éclairent cette cause de dommages qui intéresse non seulement les habitations, mais les constructions industrielles, et notamment les châssis à molettes.

Le tir en masse dans les exploitations à ciel ouvert n'a aucun effet sur les bâtiments à partir d'une centaine de mètres du lieu de l'explosion ou d'une profondeur de 60 m. Vers le bas, les vibrations sont très vite amorties, tandis qu'elles vont en s'amplifiant vers le haut, ce qui occasionne par exemple dans les étages supérieurs des bâtiments des fissures plus fortes qu'au rez-de-chaussée ou dans les caves. Les vibrations dans le sens horizontal sont les plus nuisibles. Les effets d'une même cause sont très capricieux, par exemple le long d'une même rue, parce que le phénomène est très complexe et influencé par la nature du milieu.

Depuis 20 ans, l'étude dynamique des sols a été entreprise et a conduit à des conclusions importantes quant au tassement des fondations, aux vibrations de flexion, à leurs conséquences notamment sur les couvertures en béton des rues et des autostrades. Du point de vue des dégâts, la bonne qualité ou l'inaptitude des sols de fondation a une grande importance quand il s'agit de décider de l'érection de bâtiments importants ou du meilleur emplacement des voies de transport. Cette méthode d'exploration du sous-sol a encore de vastes perspectives d'avenir.

#### V. — La prévision des mouvements du sol.

Dans tout ce qui précède, on s'est efforcé de ramener les phénomènes à des représentations schématiques. Dans la réalité, les mouvements du sol sont complexes et dépendent de causes naturelles (terrain houiller, morts-terrains, pentes, failles) ou des travaux miniers (profondeur, puissance des couches, nombre de couches exploitées, foudroyage ou remblayage), du facteur temps, des arrêts et irrégularités des fronts de tailles, des piliers résiduels.

La théorie a donc besoin du contrôle par des exemples sur le vif et il faut déterminer le degré de confiance que méritent les valeurs numériques des divers paramètres. Il faut établir les relations entre l'aire influencée et l'aire exploitée, entre la

profondeur de la cuvette et l'aire exploitée, la puissance et le mode d'exploitation de la couche. Ces questions font l'objet de longues analyses mathématiques empruntées à différents auteurs où l'on cherche à sérier les difficultés et à traduire les résultats en tableaux numériques applicables aux prévisions.

On part d'un réseau déterminé et on détermine les caractéristiques point par point. Les notations et les représentations graphiques ont été normalisées et sont rappelées dans un tableau.

Le premier problème envisagé est celui d'une couche plate. On cherche d'abord l'affaissement maximum  $s$  sous un point  $P$  dans le cas de l'aire pleine : il est proportionnel à l'épaisseur de la couche  $m$  et à un coefficient  $a$  (avec les notations allemandes  $s = a \cdot m$ ),

$a$  est compris entre 0,80 et 0,95 dans le cas du  
 [ foudroyage  
 0,10 et 0,30 dans le cas du  
 [ remblayage hydraulique  
 0,50 et 0,60 dans le cas du  
 [ remblai sec.

Il faut ensuite faire intervenir le facteur temps  $z$ , de sorte qu'à un moment donné  $s = m \cdot a \cdot z$  et si l'on n'a pas encore déhouillé toute la zone d'influence du point  $P$ , mais seulement une partie  $e$ , l'affaissement sera  $s = e \cdot m \cdot a \cdot z$  et il sera déterminé si l'on connaît chacun des coefficients. D'après les observations de Keinhorst, il faut distinguer entre une zone centrale qui est la base d'un cône d'angle  $\xi_2 = 90^\circ - \beta$  ( $\beta =$  angle de rupture) et une zone de bordure comprise entre la précédente et la base du cône d'angle  $\xi_1 = 90^\circ - \gamma$  angle limite. Dans la zone centrale, à un moment donné, l'affaissement est deux fois plus fort que dans la zone extérieure.

Le facteur  $z$  résulte des observations locales et présente de grandes différences, ainsi qu'en témoignent deux diagrammes dont l'un correspond au bassin de la Ruhr, l'autre à la Basse-Silésie. En Ruhr, on admet qu'après deux ans l'affaissement est

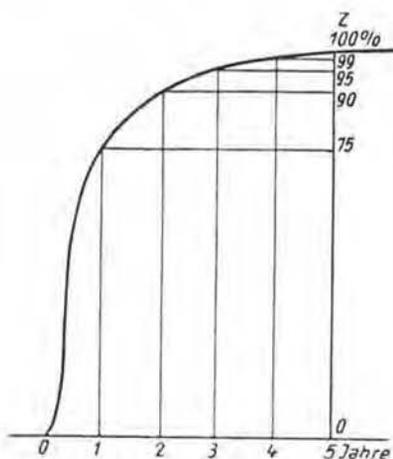


Fig. 9. — Le facteur temps dans la Ruhr.

de 90% du total, et, dans le district de Waldenburg, il est seulement de 5%. Ceci est dû d'abord à la présence d'un massif de grès de 300 m. d'épaisseur et à des différences notables dans les méthodes d'exploitation. Ces chiffres moyens sont loin d'être applicables à tous les charbonnages d'une même région. L'effet est le plus rapide dans le cas du foudroyage, le facteur  $z$  dépend du mode de remblayage et de la solidité des matériaux de remblais. Le calculateur doit s'inspirer de son expérience personnelle et des mesures locales.

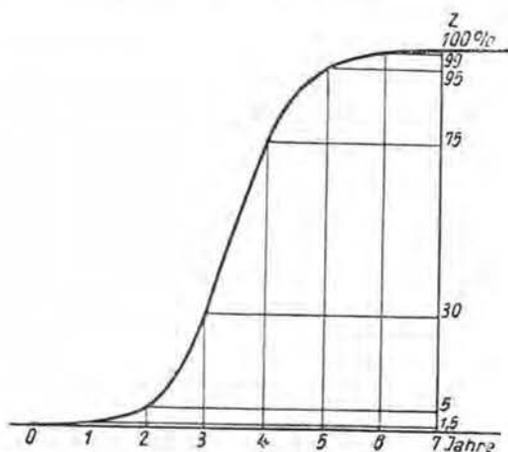


Fig. 10. — Le facteur temps dans le bassin de Waldenburg.

Pour calculer le facteur  $e$ , Bals a proposé une méthode beaucoup plus compliquée que celle de Keinhorst. Elle repose sur une division de l'espace en 5 zones angulaires d'effet variable du centre aux extrémités et sur l'hypothèse ultra fantaisiste d'une attraction newtonnienne entre le fond et la surface.

#### Cas d'une couche inclinée.

Outre les angles  $\beta$  et  $\gamma$  dans le sens de la plus grande pente, il faut faire intervenir un angle  $\gamma$  dans le sens de la direction de la couche. Pour un point  $P$ , la zone d'influence n'est donc plus un cercle mais une courbe allongée dont on ne connaît effectivement que quatre points, ce qui est insuffisant. D'où des divergences de vues sur le tracé de la zone d'influence qui ont été discutées par H. Fläschenträger. Il a proposé des règles de constructions en admettant que l'angle limite d'influence est le même à l'amont pendage et en direction, et que la courbe est une ellipse dont un axe est dirigé suivant la pente et est d'une grandeur connue par la coupe. Le problème est alors déterminé analytiquement et la solution ne présente pas de difficultés. L'auteur donne une méthode graphique de construction par points, qui ne nous paraît pas plus expéditive.

Ce tracé ne vaut que dans l'hypothèse de l'égalité des angles d'amont pendage et de direction, ce qui

n'est pas le cas général. Dans les dressants, l'angle d'amont varie entre 63° et 80°, tandis que l'angle limite en direction est compris entre 45° et 60°. L'auteur réprovoque les tracés en deux arcs d'ellipse indépendants l'un pour l'amont, l'autre pour l'aval, qui ne se raccordent pas tangentiellement. Il préfère une courbe continue et il donne deux exemples, plus un abaque et un tableau numérique correspondant à des pentages de 30° à 70°.

L'aire d'influence étant tracée, on peut calculer l'affaissement par les méthodes de Keinhorst ou de Bals. Jusqu'à 20° de pente, les angles limites diffèrent peu suivant l'orientation, et les méthodes restent applicables. Pour des pentes plus fortes, divers auteurs ont préconisé des divisions en zones d'influence dont les résultats sont consignés dans des tableaux comparatifs.

#### Calcul de l'affaissement au dessus d'un quartier exploité.

L'affaissement en un point dépend de sa distance au point le plus bas et de la forme adoptée pour la cuvette. Keinhorst adopte une sinusoïde, Bals une forme un peu plus raide sur les bords et plus plate au milieu, Klose et Niemczyk un angle un peu plus fort au point d'inflexion et plus conforme aux observations. Qu'on adopte l'une ou l'autre, l'affaissement en % du total d'un point donné s'obtient sans difficulté pour l'aire complète et il est donné dans un tableau pour une division en 10 parties.

L'affaissement correspondant à une aire partielle se calcule dans l'hypothèse d'un avancement continu en admettant que la cuvette pleine enveloppe toutes les autres, que les angles limites cheminent dans le même sens que le chantier et que l'affaissement en un point est donné par la différence première des chiffres correspondants du tableau des % de la cuvette pleine. Le diagramme 11 représente cette progression.

L'auteur étudie ensuite comment varie de bas en haut l'influence de l'exploitation d'un panneau ; il

trace les cuvettes à intervalles de 100 m. entre les profondeurs de 100 m. à 500 m. et il montre que la flèche d'affaissement va en diminuant à mesure que l'on monte, tandis que l'aire d'extension latérale va en croissant.

#### Prévisions des déplacements horizontaux.

L'auteur pense avec Lehmann qu'on n'a pas attaché assez d'importance à cette question et que les publications s'y rapportant sont clairsemées ; par conséquent, on ne peut obtenir dans les pronostics la même probabilité que dans le calcul des affaissements.

H. Keinhorst a introduit la notion du « centre de gravité » de l'exploitation et il suppose qu'un point de la surface situé sur le bord de la cuvette subit davantage l'influence des travaux à l'aplomb que celle des points plus éloignés. Niemczyk a montré par un exemple, en traçant le faisceau des directions résultantes des déplacements de chaque point qu'on peut se figurer qu'elles convergent vers un pôle commun situé tantôt au-dessus, tantôt en dessous de l'aire exploitée. D'autres auteurs imaginent un centre d'attraction pour chaque aire partielle. Mais Niemczyk fait très justement observer que cette conception d'un centre de gravité est absolument arbitraire et n'est nullement justifiée par des mesures expérimentales. La détermination a priori de la situation de ce centre exige de très longs calculs surtout dans le cas de couches inclinées. La valeur du déplacement horizontal  $V$  est donnée par

$$V = \frac{s.l}{h \pm l \sin \alpha}$$

(le signe + ou - suivant que le point S est à l'aval ou à l'amont de  $P_1$ ). Il reste encore à déterminer son orientation et c'est là le point délicat quand il s'agit, non pas de mesures, mais de prévisions.

#### Règles pratiques pour le calcul des prévisions.

Tout ce qui précède se rapporte au déplacement

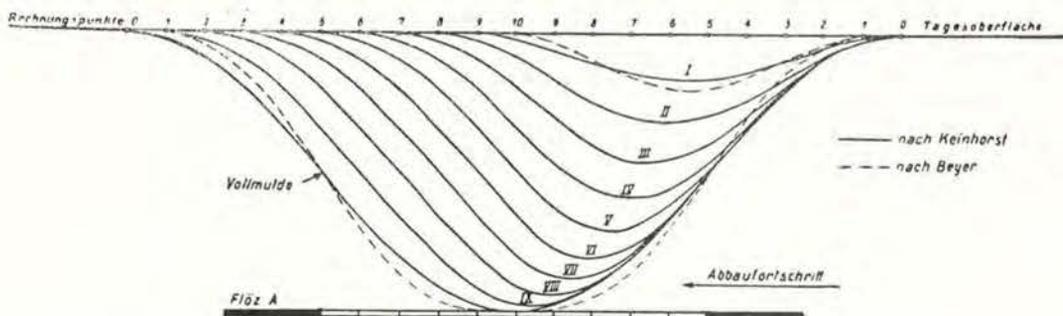


Fig. 11. — Courbes d'affaissement calculées pour des aires partielles.

Nach Keinhorst = d'après Keinhorst.

Nach Beyer = d'après Beyer.

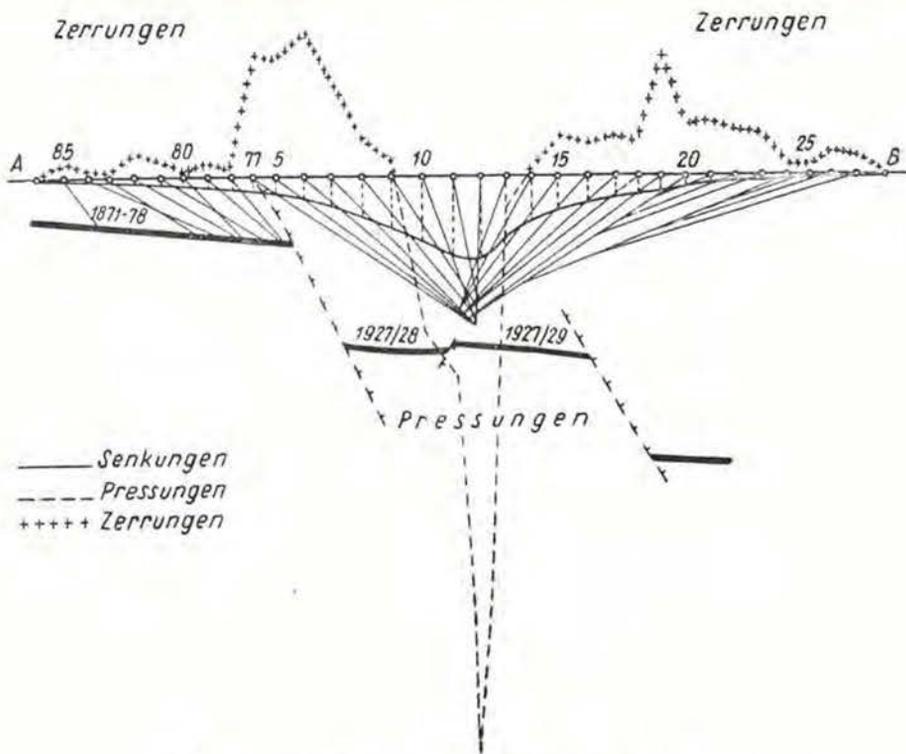


Fig. 12. — Le pôle d'attraction en allure dérangée du gisement.  
 Senkungen = affaissements.  
 Pressungen = pressions.  
 Zerrungen = tensions.

d'un point isolé. Cela ne suffit pas pour établir l'effet de l'exploitation sur la surface. Par exemple pour déterminer le hors-plomb d'un bâtiment, il faut au minimum deux points ; de même pour les variations de longueur. Quand il s'agit de prévoir les conséquences de l'exploitation d'un panneau vierge, il faut prévoir les affaissements et les déviations, année par année, et l'état final. Un canal ou une écluse doivent rester en service après que l'exploitation

sera terminée. Si l'on doit exploiter un faisceau de couches pouvant produire un affaissement total de 3 à 4 m., il faut établir à l'avance des digues de cette hauteur pour prévenir les inondations. Dans un autre cas, il faudra établir les constructions industrielles par parties indépendantes ou avec des joints de dilatation. On voit donc que l'étude doit être poussée plus ou moins loin suivant les circonstances. Dans le cas de routes, chemins de fer ou voies

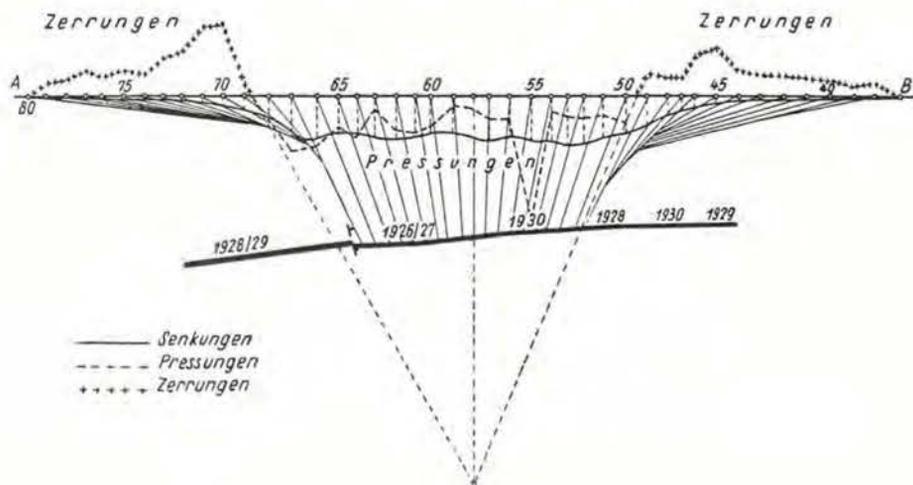


Fig. 15. — Le pôle d'attraction en gisement régulier.

navigables, c'est l'étude des profils qui est concluante; dans le cas d'agglomérations ou d'usines, il faut établir un réseau de points de préférence suivant un quadrillage.

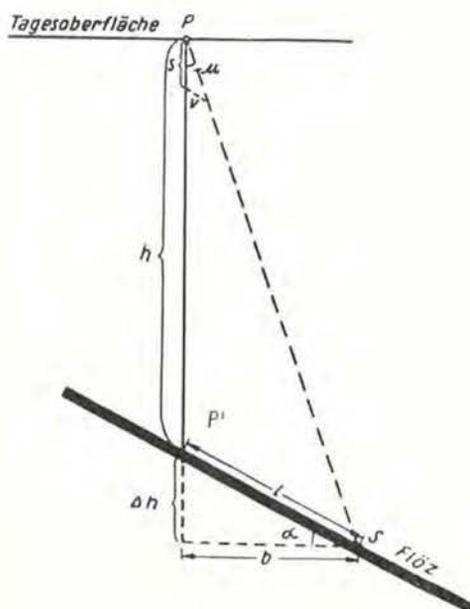


Fig. 14. — Le pôle d'attraction et le déplacement horizontal.

Avant tout, il faut établir un programme d'exploitation. Il suppose connues toutes les particularités pétrographiques, stratigraphiques et tectoniques du gisement qui permettent de tracer des coupes en long et en travers. On fait alors un avant-projet des travaux préparatoires et puis des travaux d'exploitation et de leur durée. Il faut tracer à la même échelle le plan et les profils de la surface à protéger, y figurer des repères dont la distance variera suivant la profondeur et le nombre de veines. A 1000 m. de profondeur, une distance de 100 à 200 m. pourra suffire, mais elle devra descendre parfois à 40 ou 50 m, s'il y a des points singuliers, par exemple : un passage de faille. Dans un champ de 2 km<sup>2</sup>, ce qui paraît être un maximum, il faut en moyenne 20 à 30 repères et quelquefois 50. Après avoir déterminé les affaissements, on en dressera un tableau et on tracera les courbes de niveau de la surface déformée, avec la même équidistance que dans le levé au tachéomètre de la surface primitive, par exemple 0,20 m. ou 0,50 m. Deux applications concrètes font saisir la méthode. Là où les dommages particulièrement redoutables proviendraient de pressions ou d'extensions, on tracera sur des plans à part les diagrammes et on en fera des calques superposables.

#### Vérification expérimentale des prévisions.

Les données de la pratique sur la concordance des prévisions et des réalités font constater des écarts. Keinhorst affirme que toutes ses constatations

concernant l'affaissement concordent à 5% près. Mais dans la Ruhr, ce n'est pas toujours le cas; ainsi, au point le plus bas de la cuvette l'erreur peut atteindre 16% et sur les bords 2 à 10%.

La cuvette de Bals donnerait des résultats plus approchés que celle de Keinhorst notamment en ce qui concerne les extensions, compressions et variations de longueur. Keinhorst place le maximum des extensions à l'aplomb du périmètre de l'exploitation et Bals le situe à mi-distance entre ce point et la limite de la cuvette, ce qui se vérifie mieux; les valeurs absolues sont en outre, dans l'hypothèse de Bals, moindres que dans celles de Keinhorst. Niemczyk estime qu'on ne peut prendre parti actuellement, le nombre d'observations étant trop restreint. D'une manière générale, cette conclusion s'impose à fortiori pour les couches fort inclinées et il faudra encore beaucoup de mesures systématiques pour perfectionner les méthodes provisoirement préconisées jusqu'aujourd'hui.

#### Critique des procédés de calcul.

Elle porte d'abord sur les constantes déterminées empiriquement et sur leur répercussion sur les prévisions et ensuite sur les moyens qui peuvent conduire à un calcul aussi exact que possible.

Il faut tout d'abord s'entendre sur la définition des termes *angle limite* et *angle de cassure*. Pendant tout un siècle on n'a parlé que de ce dernier, mais maintenant l'angle limite est universellement reconnu en Allemagne. Il faut entendre non pas une limite théorique excluant toute déformation du sol, mais une limite où les déformations constatées sont de l'ordre des erreurs d'observation soit 2 à 8 mm. pour l'affaissement et il est établi que sans affaissements, il n'y a pas de déplacement horizontal. Cela n'empêche pas qu'on soit descendu dans certains cas jusqu'à 30 ou 40 degrés. On peut fixer la limite supérieure à 60° en stratification horizontale et à 85° à l'amont d'un dressant vertical.

Quant à la définition de l'angle de cassure, il n'y a jamais eu de doutes, Grond a montré que sa valeur dépend de la composition pétrographique du terrain et Niemczyk a constaté dans les grès puissants du district de Waldenburg des angles de 85° à 90°. On considère en général qu'il y a un rapport entre l'angle de cassure et l'angle limite, mais ce dernier dépend beaucoup plus que l'autre de la méthode d'exploitation. Il y a donc une certaine incertitude sur sa valeur numérique, l'écart peut être de 15%. Hoffmann a trouvé par des mesures dans un domaine assez étroit (en Haute-Silésie, remblai hydraulique), des variations de 53 à 62°. Ceci a conduit l'auteur à rechercher quelle répercussion la valeur de l'angle limite a sur la valeur calculée de la flèche et il a construit un abaque pour des angles limites allant de 30 à 60°. La différence est considérable dans le cas de l'aire partielle très petite, mais elle va en diminuant à mesure de

l'avancement et elle devient pratiquement nulle quand on atteint la moitié de l'aire complète, que l'on admette pour  $\gamma$  soit 50°, soit 60°. Des différences de 3° n'ont d'importance dans aucun cas.

Le coefficient  $a$ , rapport de la flèche maximum dans l'état final à la puissance de la veine est très difficile à déterminer avec précision dans le cas d'exploitations simultanées dans des chantiers superposés. On ne peut l'écrire avec plus de deux décimales. L'approximation des prévisions en dépend directement. Si donc  $a = 0,11$ , l'erreur possible est de 10%. Il en est de même, si l'on estime le coefficient de remblayage à 0,55 au lieu de 0,50.

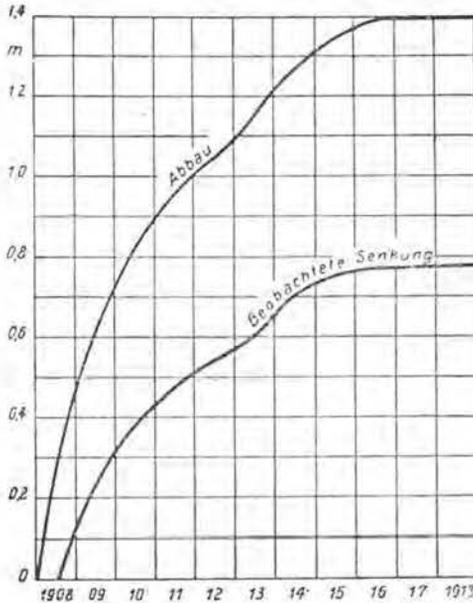


Fig. 15. — Durée des affaissements dans le bassin de l'Emscher, partie orientale (d'après Keinhorst).

Abbau = chantier.  
Beobachtete Senkung = affaissement observé.

**Facteur temps.**

Le temps qu'il faut à une exploitation pour agir sur la surface est la plus incertaine de toutes les données. C'est ce que montrent les diagrammes de l'affaissement d'un point donné en fonction du temps, parce que indépendamment de la nature des terrains (houiller et morts-terrains), les failles, les venues d'eau, ont une action de retardement ou d'accélération. Si l'on trace les diagrammes des affaissements constatés et des avancements d'un chantier isolé, il y a toujours un certain parallélisme et l'on décèle facilement l'influence des arrêts ou d'un avancement rapide, avec des décalages dans le temps très différents suivant les circonstances locales.

Ces diagrammes donnent la résultante de l'avancement et du temps. Certains auteurs ont cherché à différencier ces deux composantes, entre autres Perz dont on trouvera la théorie et dont voici les conclusions :

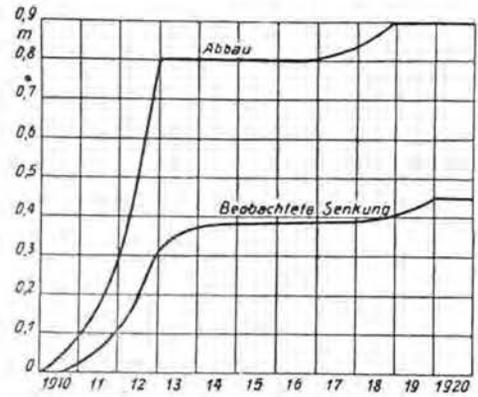


Fig. 16. — Durée des affaissements dans le bassin de l'Emscher, partie centrale

1. A un avancement rapide des chantiers correspond une vitesse de descente plus grande.
2. Au-dessus d'une taille avançant d'une manière continue dans le même sens, la vitesse d'affaissement d'un point de la surface est proportionnelle à la vitesse d'avancement du chantier.
3. L'influence propre du temps ne peut se déterminer qu'indirectement ; elle dépend de la grandeur absolue de la surface exploitée.
4. Au-dessus d'une taille arrêtée, les vitesses de descente de tous les points de la surface varient dans le même rapport. Le temps qui s'écoule entre le début de la descente et l'affaissement total varie pour chaque point de la cuvette suivant sa distance au point le plus bas.
5. Le moment critique où se manifeste la compression maximum correspond aux 3/8 de l'aire complète ; il dépend de la grandeur absolue de cette surface et de la vitesse d'attaque.
6. En marche courante, la zone neutre, où l'on passe des compressions aux extensions, ne correspond pas à l'aplomb du front de taille. Au moment même où l'on atteint la limite du panneau, elle est encore un peu en retard. Sa position dépend aussi du mode d'attaque c'est-à-dire suivant

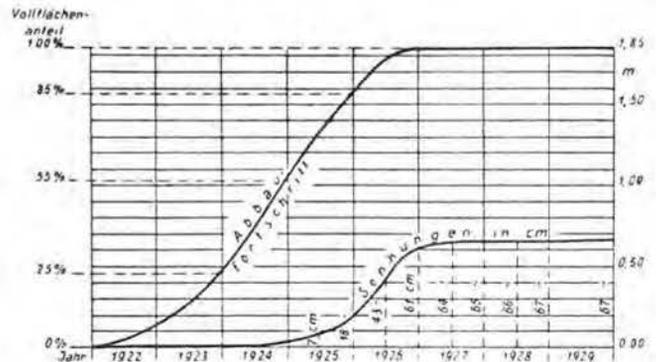


Fig. 17. — Affaissements en fonction du temps à la mine Mathilde, Haute-Silésie.

Abbaufortschritt = avancement du chantier.  
Senkungen = affaissements.

qu'il n'y a qu'une seule taille ou deux tailles divergentes à partir du centre.

7. Les courbes des pressions, tensions, inclinaisons, ont une forme dissymétrique très différente de celles qui correspondent à l'état complète et à l'état final. Les pressions vont en augmentant progressivement jusqu'au point critique, puis en diminuant. Les extensions vont toujours en augmentant.
8. Dans les phases intermédiaires, les pressions et extensions restent, en valeur absolue, inférieures à celles qui correspondent à l'état final. La différence est grande pour les petites aires partielles et va en diminuant à mesure de l'avancement.

Il reste à vérifier ces conclusions par de nombreuses observations et à en déduire la valeur numérique du facteur temps. Ces théories ne s'appliquent qu'à une couche horizontale et jusqu'à présent elles sont encore accueillies avec un certain scepticisme quant à leur application concrète. Cependant Niemczyk estime qu'elles constituent un progrès notable et une approximation plus poussée dans le calcul des pronostics.

La théorie de Beyer a pour but d'exprimer en fonction de l'affaissement toutes les autres caractéristiques intéressantes, le déplacement horizontal, l'inclinaison locale, le rayon de courbure de la cuvette et les variations de longueur entre deux points. Il ne s'agit encore que d'une couche horizontale. Beyer imagine le terrain en mouvement comme un solide de révolution autour de la verticale du centre de la cuvette. L'équation de celle-ci doit satisfaire aux conditions d'être concave au centre et convexe sur les bords et d'avoir une ordonnée maximum suivant l'axe. Entre toutes les courbes possibles, Beyer a choisi une parabole du 4<sup>e</sup> degré. En prenant comme variable, le rayon à partir de l'axe, on en déduit l'ordonnée, l'inclinaison par la dérivée première, le rayon de courbure par la dérivée seconde comme dans une poutre fléchie, puis le déplacement horizontal. Pour faciliter les applications, Beyer a donné des tableaux numériques et des abaques.

Niemczyk admet que du point de vue mathématique cette théorie est inattaquable, mais il objecte que certaines déductions ne correspondent pas aux observations. Il en est ainsi de la position du maximum des tensions et de l'angle de cassure. Beyer établit une relation entre l'angle limite et la profondeur, laquelle conduirait à faire descendre l'angle de cassure en terrain plat jusqu'à 60° ce qu'on n'a encore observé nulle part. Les calculs ne considèrent que la forme définitive de la cuvette et le facteur temps n'y intervient pas. Dans la pratique, l'aire exploitée n'est pas circulaire mais rectangulaire, mais la méthode est encore applicable et même plus simple; les formules finales sont les mêmes. En ce qui concerne le glissement, les formules contiennent une constante *C* qui doit dépendre de

la nature pétrographique et qui introduit un élément d'incertitude. Enfin, il n'est nullement prouvé qu'il y ait une dépendance quelconque entre l'angle limite et l'angle de cassure, par suite, la formule donnée pour le glissement ne mérite pas plus de crédit que celles d'autres auteurs antérieurs.

## VI. — Compensation des dégâts miniers.

C'est l'objet du chapitre VI et dernier, de la première partie du livre. La question délicate est celle du partage des responsabilités entre mines voisines, elle se pose non seulement au voisinage immédiat des espontes mais aussi dans le cas des mines superposées. Ainsi en Silésie, il y a des mines métalliques exploitant jusqu'à une centaine de mètres de profondeur et en dessous, des charbonnages dont les travaux descendent à 800 m. Les coups de toit, fréquents en Haute-Silésie entre 1923 et 1930, ont occasionné des dégâts aux bâtiments situés sur des concessions voisines. La réparation des dégâts miniers coûte en Allemagne 20 à 30 Pf par tonne en moyenne, mais beaucoup plus dans des cas particuliers. Même dans le cas où la mine est propriétaire du sol et des constructions, la question des indemnités n'est pas exclue parce que le locataire peut être lésé dans l'exercice de son industrie.

L'auteur traite d'abord des bases des indemnités pour dommages aux terrains et aux bâtiments et ensuite du partage des responsabilités.

1. — En ce qui concerne les cultures et les forêts, le dommage peut être total (formation de marais) ou temporaire (crevasses, entonnoirs). L'indemnité se calcule sur la base du revenu moyen des dernières années; elle sera proportionnellement plus forte dans le cas de petites propriétés (5 à 10 ha) par suite des incidences sur le résultat global de l'exploitation. Il est à conseiller aux charbonnages de se montrer très larges parce que cela facilite les tractations éventuelles en vue de l'achat des terrains nécessaires aux extensions, pose de canalisations, etc...

Les dommages partiels sont plus difficiles à évaluer; ils sont dus en général aux variations de l'humidité du sol qui peuvent compromettre la qualité et le rendement des récoltes. Elles ont une influence très différente suivant qu'il s'agit d'herbages, de céréales, de pommes de terre ou betteraves. L'avis d'un agronome paraît indispensable; il faut tenir compte du cours du jour, du rendement moyen, des difficultés de la culture et de la moisson, du taux de capitalisation qui varie extrêmement. Il y a souvent des conventions et des tables de tarifs établies suivant la coutume. Le règlement des dommages peut se faire aussi une fois pour toutes par le paiement d'une indemnité de moins-value qui variera suivant que les travaux miniers auront cessé ou continueront dans l'avenir à influencer la propriété.

2. — Quand il s'agit de bâtiments, l'importance des dégâts de toute nature, affaissements, hors-plomb, glissements, est en fonction inverse de la profondeur. Ceci importe du point de vue non seulement de l'appréciation de la moins value mais aussi des mesures de sécurité à appliquer. Les appréciations des experts varient considérablement dans les différents bassins houillers. En Westphalie, on se base surtout sur la dénivellation. On admet par exemple qu'une pente de 2 à 3 mm. par mètre diminue de 1 pour cent la valeur vénale du bâtiment. Indépendamment des réparations, des ancrages et autres mesures de précaution, on tient compte de l'augmentation des frais d'entretien et d'amortissement, la durée probable du bâtiment pouvant être abrégée par les dégâts miniers. Tout cela porte l'indemnité au double ou au triple de la moins value calculée d'après la dénivellation. En Silésie, on compte en outre la gêne résultant des déformations, la perte de loyers, la désaffection des acheteurs. On arriva ainsi à des dépréciations de 10 à 20%, ce que Niemczyk estime être outré, dans bien des cas. Il s'élève aussi contre la prétention de certains experts à ériger en droit coutumier une dépréciation sans en fournir de justification spéciale.

3. — Le partage des responsabilités dans une zone d'influences communes a été résolu de différentes manières. Une d'elles, qui subsiste encore en Silésie, consiste à répartir les indemnités en proportion des tonnages extraits de part et d'autre dans les chantiers incriminés. Plus récemment, Fläschenträger a proposé une méthode basée sur les mêmes calculs que pour les prévisions. S'il s'agit de voies ferrées, on se contente de considérer les affaissements et l'on détermine pour chacune des deux mines X et Y ce qu'on appelle les « cubes d'affaissements » par le produit  $A = m a e z$ , puissance de la veine  $\times$  par le coefficient de remblayage  $\times$  aire  $\times$  facteur temps et les indemnités se partagent dans le rapport  $A_x$  à  $A_y$ .

De son côté et depuis 20 ans, Niemczyk applique une méthode basée aussi sur le calcul des cubes d'affaissement. Il l'explique par un exemple dans le cas d'une ligne de chemin de fer, longeant l'es-

ponté sur une longueur de 750 m. au-dessus d'un gisement en dressant. Il manque malheureusement, pour rendre le cas tout-à-fait convaincant, la figuration de l'étendue des chantiers et des dates. Le procédé exige pour inspirer confiance que la cuvette soit déterminée par des nivellements et non par des suppositions. On en trace les profils et la projection horizontale. Celle-ci est alors divisée en bandes par des courbes de niveau de la surface affaissée. Dans l'exemple cité, il y en a quatre correspondant aux affaissements de 5 cm, 12,5 cm, 33 cm, 82 cm. Chacune de ces zones, est planimétrée dans la concession X et dans la concession Y et multipliée par la puissance de la veine, ce qui donne les tonnages exploités. A chaque zone, on attribue un coefficient d'importance dépendant du temps et de la flèche observée, ce qui donne pour chacune les cubes dont on fait la somme pour X et Y.

Pour vérifier le bien fondé de cette méthode, l'auteur a observé une ligne de chemin de fer, pendant une longue période en procédant à des nivellements tous les ans. Si, sous un tronçon A on trouve par exemple un cube d'affaissement égal au double du cube d'un tronçon B, il faut que la pente moyenne de la voie en A soit double de la pente en B. La concordance s'est révélée exacte à 4% près.

Quand il s'agit de bâtiments, il faut considérer les dénivellations, pressions et extensions dues à chacune des couches exploitées. Le principal est de déterminer l'angle de cassure et l'extension maximum et il faut pouvoir s'appuyer sur des observations. Fläschenträger préconise l'établissement de plans divisés par des courbes d'égale répartition. Cela faciliterait évidemment le règlement des contestations, mais il faut du temps et du labeur pour dresser de tels plans, et il n'est pas toujours possible d'obtenir l'accord des deux mines intéressées. Le cas doit alors être tranché par arbitrage. Les procédés de répartition cités ici ne doivent pas être considérés comme valables partout et, dans les mines de la Ruhr à 900 m. de profondeur et une épaisse couverture de morts-terrains, ils soulèvent de fortes objections.

## B. — LES DEGATS DANS LES TRAVAUX SOUTERRAINS. ETUDE DES PRESSIONS DE TERRAIN

Cette étude très difficile s'impose d'abord du point de vue de la sécurité de la mine et des ouvriers, ensuite du prix de revient des soutènements, enfin des mesures à prendre dans la conduite des travaux pour combattre les effets nuisibles des mouvements du sol et spécialement des tensions et compressions. On arrive à énoncer certaines règles, mais leur application ne donne pas souvent les effets escomptés, d'abord parce qu'il existe de vieux travaux effectués sans aucun égard à la question et que même aux

profondeurs actuellement atteintes, il existe des chantiers qui ont mal débuté et dont l'existence apporte des entraves à une méthode reconnue rationnelle, et même parfois à l'exploitation intensive et mécanisée.

### 1. — Dynamique des galeries et des tailles.

Le but de l'étude doit être de rechercher s'il existe des lois qui gouvernent les mouvements du sol. Jusqu'à présent nous ne connaissons rien ni des

forces ni de leur ordre de grandeur, nous ne connaissons que des déformations. Dans les mines de houille, on descend actuellement à des profondeurs de 1.200 à 1.400 m. Les deux grands obstacles sont la température et la pression des terrains. On considère actuellement que le premier est surmonté grâce aux progrès de la ventilation ; c'est le second qui reste inquiétant. La pression a un effet utile ; elle facilite l'abatage. Elle a par contre, divers effets néfastes, ce qui justifie le titre de « dégâts miniers souterrains » ; elle compromet les installations existant aux étages supérieurs, telles que travers-bancs, chambre de machines, magasins et, dans la couche elle-même, elle provoque des éboulements, coups de toit, la destruction des installations très coûteuses.

Depuis 25 ans, les publications sur cette question, sont extrêmement nombreuses et variées ; elles ont trait soit à de simples constatations, soit à des théories, soit à des mesures de précision. L'auteur les classe comme suit :

- a) Procédés mécaniques ou électriques pour déterminer la grandeur de la pression.
- b) Théories mathématiques basées sur un état d'équilibre dans le terrain vierge et les tensions provoquées par la rupture de cet équilibre.
- c) Théories basées sur les constatations locales au front de taille, en avant et en arrière.
- d) Mesures micrométriques en certains points choisis pour déterminer l'action dynamique du déhouillement.
- e) Résultats des études sur les propriétés mécaniques des roches du terrain houiller.

L'auteur passe en revue la plupart des théories ; celles de Kühn et de Fenner, qu'il rejette parce que basées sur des hypothèses inapplicables aux roches du Carbonifère, celles de la voûte de Rziha et de la zone de Trompeter, celles de leurs contradicteurs, puis avec beaucoup plus de développement, celles de Spackeler, celles de Kubuschok sur les clivages et fissures. Il cite ensuite les explications du soulèvement du mur (soufflage) d'après Spackeler, Philip, les études Bärtling sur la plasticité, de Hertzfeld et de Fleischer.

#### **Propriétés mécaniques des roches du Carbonifère.**

Des essais de compression simple avec mesures de déformations ont été faits en premier lieu par O. Müller à Breslau et ont montré la grande différence de résistance et de compressibilité entre la houille et les autres roches. Ils n'ont révélé aucune déformation permanente sans fissures. Dans la suite, on a fait des essais à l'étreinte puis des essais de flexion (Stöckers, Hermann, Udluft) dans le but de vérifier si la théorie des plaques peut expliquer la flexion du toit. Le module d'élasticité  $E$  a une grande importance pour expliquer le comportement du toit. Il a été déterminé pour des roches sèches

ou humides. Contrairement à ce qu'on pense souvent, le schiste sec est très élastique, mais l'humidité réduit la valeur du module  $E$  à 50 ou 60% et même dans certains essais à 24%. Un tableau renseigne les résultats obtenus pour les schistes, les psammites et les grès : chiffres qui varient du simple au double.

La réactivité c.à.d. la propriété des corps déformés de revenir à leur état primitif après un temps assez long est très appréciable dans les roches du Carbonifère. Il en est de même des déformations sous tension constante qui vont croissant avec le temps et finissent par déterminer la rupture sous une charge modérée. Cet effet est perceptible dans les tailles par les craquements. Le grès se comporte tout autrement que les schistes ; ceux-ci cèdent au bout de 7 à 10 minutes, tandis que le grès s'allonge peu sous des charges appliquées pendant 40 minutes, puis casse brusquement après 60 minutes. Ceci peut expliquer les coups de toit et montre la nécessité de ne pas tarder à placer les soutènements. Toutes les ruptures par flexion se produisent sous des charges de l'ordre de 10% des charges de rupture par compression. Les essais de Spackeler sur des blocs de béton avec un creux ou posés sur des appuis laissant entre eux un vide, n'ont pas confirmé la théorie de la voûte. Des essais sur des plaques de grès assez larges encastrées sur tout le périmètre et chargées au centre ont pu s'interpréter par la théorie de la résistance des plaques et ont servi à déterminer les constantes mécaniques de grès de provenances diverses. On a cherché à en tirer des conclusions pour le traçage des piliers et pour les coups de toit ; mais le toit d'une longue taille n'est pas assimilable à une plaque encastrée.

Les travaux de Seidl ont pour but de comparer les déformations constatées lors des essais des matériaux avec les phénomènes géologiques et les observations faites dans les travaux souterrains. Les essais ont porté sur divers métaux, le béton armé, le papier, le carton, le verre, la résine artificielle et sur les éprouvettes de toutes formes, barres, plaques, poutres, etc. Les rapprochements les plus intéressants pour le mineur sont les cassures de cisaillement, les déformations par tension, compression, flexion composée, écoulement plastique, l'effet des piliers résiduels et du front d'attaque.

#### **Critique des théories à l'aide de nivellements de précision.**

En procédant, comme on l'a fait à la surface, à des mesures de longueur et d'altitudes, répétées par intervalles, on peut déterminer en grandeur et en direction les mouvements provoqués par l'exploitation dans les parois des galeries, et on peut en déduire des théories. Hoffmann et Weissner ont été les premiers à s'y appliquer, suivis de près par l'Institut d'Aix-la-Chapelle. Après un aperçu des premiers résultats, Niemczyk indique les règles adop-

tées depuis 1936 ; 1<sup>o</sup> pour le placement des repères et le choix du point de départ qui doit être à l'abri de toute influence, même naturelle ; 2<sup>o</sup> la précision des mesures de hauteur (2" pour les mesures d'angles, 2mm par 100 m. pour les longueurs) ; 3<sup>o</sup> les mesures doivent être faites à intervalles de 3 à 6 semaines et pendant plusieurs mois ; en moyenne, il faut les réitérer 5 à 10 fois ; 4<sup>o</sup> le but des mesures est de rechercher s'il existe des lois dans la répartition des zones de haute pression, d'en déterminer l'ordre de grandeur et de figurer sur les plans de mines, les zones dangereuses ; 5<sup>o</sup> pour atteindre ce but, il faut mesurer les affaissements, les mouvements du toit et du mur, les déplacements des repères du réseau, en déduire les zones de compression et de dislocation, les effets probables sur un champ vierge. Les mesures répétées donnent en outre des indications sur la progression des effets nuisibles et sur leur superposition.

Le premier but des nivellements est de comparer les résultats des observations avec les conclusions des théories, celles-ci restant utiles pour rendre compte des mouvements de terrain dans leur ensemble.

L'auteur, en s'appuyant sur quelques exemples étudie d'abord le cas de travers-bancs ou de galeries de traçages en ferme au-dessus de couches exploitées. Il place six repères symétriquement par rapport à l'axe vertical de la section, 2 au toit, 2 au mur et 2 sur les parois ; il mesure leurs déplacements verticaux et horizontaux à 5 reprises. Le cas typique est celui d'un chantier avançant toujours dans le même sens, passant à l'aplomb de la galerie étudiée, puis la dépassant. En traçant les angles d'influence d'après les procédés décrits à propos des dégâts à la surface, on constate que la galerie se trouve d'abord dans la zone de compression, puis à partir d'un certain moment, elle entre dans la zone des tensions. Dans la première phase se manifeste un rétrécissement de la section par la descente du toit, le soulèvement du mur, les rapprochements des parois. Les distances entre repères subissent des raccourcissements ou des extensions de plusieurs centimètres, et même les cadres Toussaint-Heintzmann n'y résistent pas. Niemczyk trouve dans ces observations la confirmation de ce qu'on appelle pression de voûte, pression d'appui, surpression. La dénomination est indifférente mais le fait est important. Quand le chantier en marche a largement dépassé l'aplomb de la galerie, il n'y a plus de compression, tous les points s'affaissent, le profil se rapproche du profil primitif de la section, et on peut alors procéder à un recarrage. Si la galerie est située au-dessus de chantiers divergeant dans les deux sens, elle ne subit pas de dommages. Dans le cas de travers-bancs, on remarque nettement que dans les passes de grès, les affaissements et les autres déplacements sont proportionnellement beaucoup moins

dans les passes de schistes. Les couches raides pouvant fléchir peu à peu sur de grandes portées occasionnent un retard notable dans l'apparition des déformations.

On a constaté dans les traçages à un niveau inférieur à celui d'un chantier en marche, certains relèvements du toit et du mur que Weissner explique par la « force de détente ». Ils suivent l'avancement de la taille, ont un maximum à une certaine distance du front et diminuent à mesure que le traçage s'allonge. La valeur maximum constatée a été de 25 cm. au mur et 20 cm. au toit. La détente des roches a été aussi constatée au laboratoire dans les essais de durée. Dans les travaux du fond, elle n'a jamais produit de dégâts appréciables.

#### Mouvements au front de taille, au remblai, à l'intérieur du ferme.

Au point de départ, on place un repère au toit et un au mur, et on mesure les déplacements chaque fois que le front a progressé de 2,50 m. Après un avancement de 15 m, on n'observe plus de changement. Le toit et le mur se rapprochent, les repères se déplacent vers le remblai suivant une trajectoire très sinueuse. Dans l'exemple cité, les glissements dans le mur en schiste tendre sont beaucoup plus forts que dans le toit gréseux. En interprétant ces constatations, on conclut que le ferme est dans une zone de compression, que le charbon à front est soumis à une extension horizontale et le remblai vers l'arrière, à une compression.

Dans un chassage en ferme poussé à une centaine de mètres en avant du front, on place des repères tous les 10 m, et on mesure tous les 8 jours. La descente du toit et le soulèvement du mur sont très sensibles près du front et sur une dizaine de mètres de longueur, puis ils décroissent tous les deux asymptotiquement. La zone de surpression a environ 30 m. de longueur. D'autres observations montrent qu'elle dépend de la nature des roches encaissantes ; elle se réduit à une bande étroite le long du front en terrains de grès et elle peut s'étendre à 60 m. dans le cas de schistes argileux et humides. La détermination des mouvements horizontaux des repères est très difficile, il faut des instruments très précis et ces déplacements n'ont pas une grande signification.

Löffler a cherché à déterminer l'influence des divers modes de remblayage sur les mouvements du sol. Avec remblai complet, il y a une poussée horizontale vers le vide, donc directement opposée à celle du ferme. Cela peut s'expliquer par la pesée du toit sur ses deux appuis. Cela ne se produit pas dans le cas du remblai partiel et l'abatage en est facilité. Le mode de remblayage n'a d'effet que sur le bas-toit. Il intéresse aussi le clivage, le dégagement du grisou. Les études de Weissner sur l'utilisation de la pression, le soutènement, les clivages et fissures sont aussi très importantes. Dans un cas particulier, les mesures systématiques ont conduit

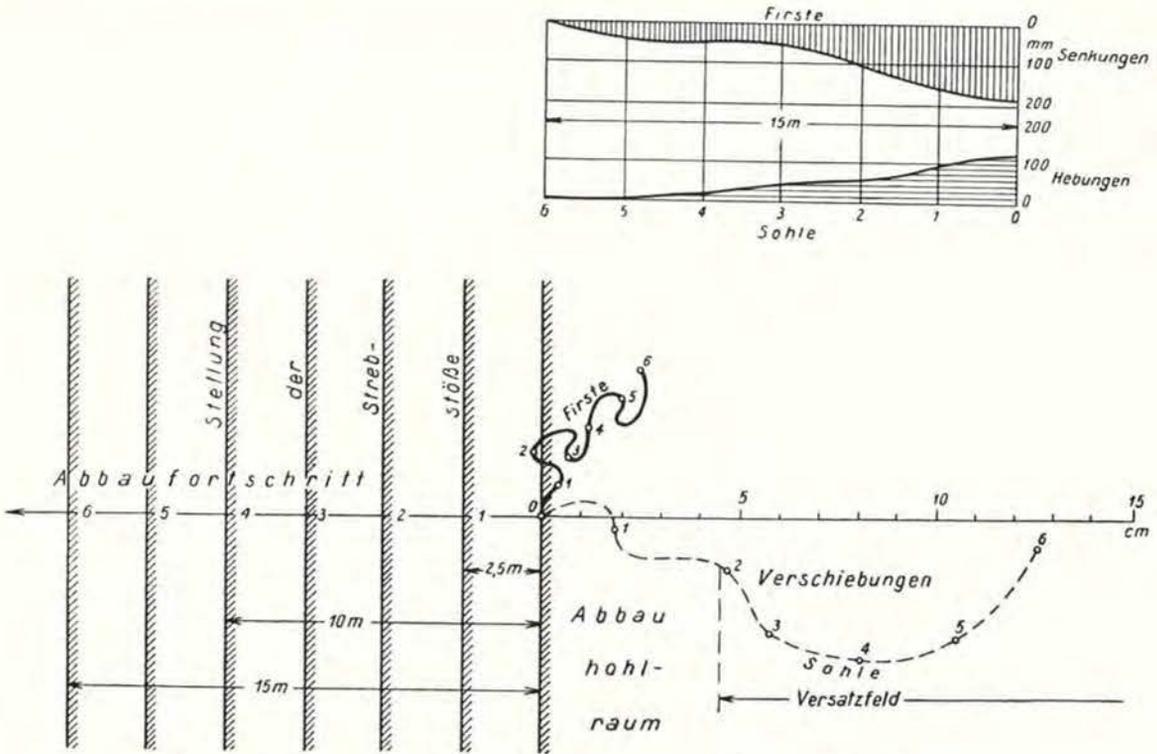


Fig. 18. — Déplacements horizontaux et verticaux d'un repère en taille.

- Firste = toit.
- Sohle = mur.
- Senkungen = affaissements.
- Hebungen = soulèvements.
- Stellung der Strebstöße = position des fronts de taille.
- Abbaufortschritt = avancement du chantier.
- Abbauhohlraum = vide de la taille.
- Versatzfeld = partie remblayée.

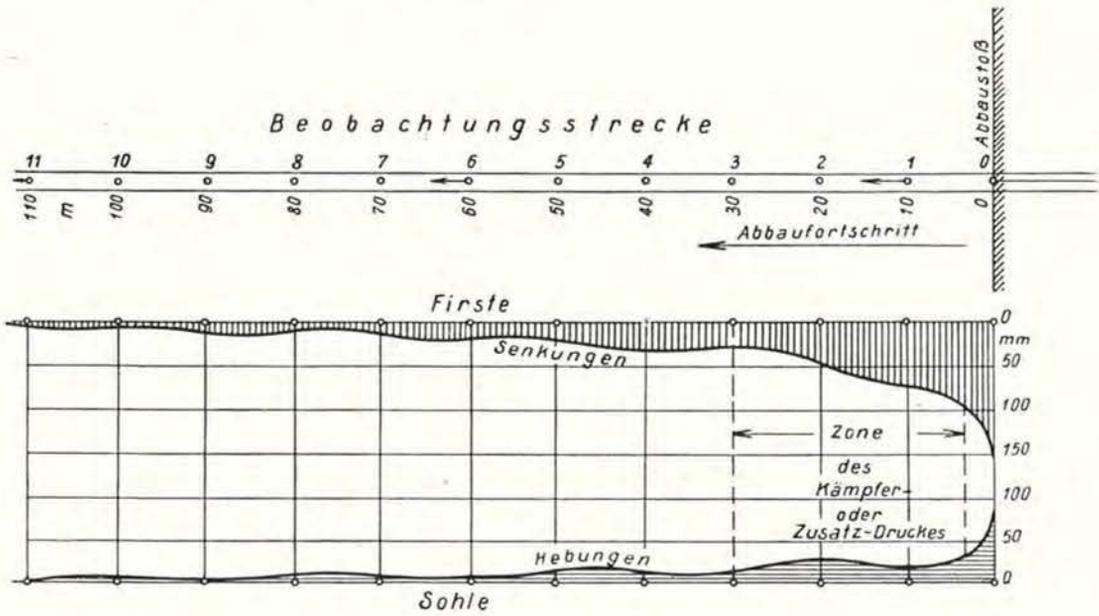


Fig. 19. — Mouvements dans le ferme en avant du front de taille.

- Beobachtungsstrecke = chassage d'exploration.
- Abbaustoss = front.
- Zone des Kämpfer - oder Zusatz-Druckes = zone de « pression d'appui » ou de surpression.

à substituer le foudroyage au remblayage complet en vue de réduire l'amplitude des mouvements des épontes, avec comme résultat une meilleure tenue de la taille.

Enfin, une bonne partie de ce chapitre est consacrée à l'exploitation des couches puissantes en Haute-Silésie. A citer entre autres, les observations dans un chassage en ferme de 200 m. où on a relevé des alternances de zones de pression et d'extension et qui, d'après Niemczyk donne une certaine vraisemblance à l'onde de Weber.

Il résume comme suit tous les travaux de son Ecole :

La conséquence de l'exploitation de chantiers étendus, c'est un affaissement des couches du toit sur une longue étendue qui va du front au remblai ou aux éboulis, qui s'accroît lentement et progressivement jusqu'au moment où le toit trouve un appui sur le remblai consolidé. En avant du front, il y a des affaissements de faible amplitude mais mesurables jusqu'à 200 m. de distance. En même temps, il y a un soulèvement du mur. Les affaissements et les soulèvements se suivent en alternant. Il y a des flexions à peu près égales du toit et du mur. On peut déduire de la courbe des affaissements du toit que la plaque qui surmonte la couche subit des contractions et des dilatations qui indiquent l'état de contrainte du toit au sens relatif de compression ou de tension. C'est au milieu d'un champ d'exploitation que l'affaissement du toit et le soulèvement du mur sont les plus forts et ils diminuent progressivement vers les bords.

La couche en exploitation est comprimée en forme de coin par la flexion du toit au-dessus du ferme, flexion assimilable à celle d'une plaque rectangulaire encastrée sur trois côtés. La conséquence de cette flexion, c'est l'apparition d'une surpression plus ou moins forte dans la zone du ferme voisine du front, de compressions dangereuses du charbon et des terrains avec leurs corollaires de glissements et fissures. Le vide de la taille et l'espace en foudroyage ou en remblayage sont une zone de tensions, dans laquelle les terrains sont détendus, sauf cas exceptionnels où la zone de surpression irait jusqu'au remblai (toit de grès, remblai complet). A cette zone d'extension se rattache en arrière, dans le remblai ou les éboulis, une zone en forme de voûte ou de pyramide déterminée par les plans limites de l'aire pleine « d'affaissement ».

L'utilité des mesures de précision est indiscutable ; dans de nombreux cas, elles servent de guide dans la conduite des travaux et elles conduisent à des résultats, à la fois au point de vue de la sécurité et de l'économie.

#### Coups de toit.

Après avoir rappelé quelques accidents tragiques, et les nombreuses publications parues sur cette

question, l'auteur propose un « classement systématique » des causes :

- a) dans une seule et même couche :
  - 1<sup>o</sup> Traçages trop larges.
  - 2<sup>o</sup> Irrégularités dans la zone de surpression sur le ferme : cas des îlots.
  - 3<sup>o</sup> Zone de surpression accompagnant toute taille active ou arrêtée.
- b) Action de couches superposées :
  - 1<sup>o</sup> Pression engendrée par un chantier en avance ; effets à la limite d'un chantier.
  - 2<sup>o</sup> Effet des piliers résiduels, ou massifs abandonnés sans espoir de retour.

Ces différents cas sont expliqués par des exemples où des mesures de précision ont pu être faites. Ils peuvent aussi se combiner entre eux, d'un assez grand nombre de manières et on nous en montre une dizaine en couches plates et en dressants ; ces exemples sont choisis entre des centaines de cas constatés dans la Ruhr et dans la Haute-Silésie. Dans ce dernier bassin, les effets destructeurs sont beaucoup plus violents que dans le premier. Les revêtements métalliques des galeries sont culbutés, fléchis et tordus en spirale.

Quant à l'explication de ces accidents, il y a tout d'abord et toujours la présence au toit d'une puissante formation de roches dures, grès, psammites, etc. A. Jarlier a établi, pour les lignites du bassin de Fuveau, une théorie basée sur la flexion jusqu'à rupture de ces couches du toit et la libération d'une énergie latente. Spackeler a admis cette explication en l'étendant aux couches du haut-toit. Jarlier attribuait la flexion à des forces orogéniques. Sans les exclure, Niemczyk est d'avis que la gravité et les erreurs dans la conduite des travaux, la considération des zones de pression et d'extension suffisent à rendre compte de ces phénomènes. Leur violence en Haute-Silésie s'explique par la forte puissance des couches et la nature des terrains. Les essais au laboratoire ont montré que les grès sont élastiques, qu'ils peuvent supporter longtemps sans se rompre une flexion appréciable. La détente se produit avant la rupture, quand la limite d'élasticité est dépassée. C'est ce qui explique que dans les coups de toit, après le coup de charge violent et brusque, on observe encore des effets secondaires pendant une heure ou deux. Les nivellements et mesures des déplacements opérés systématiquement, méritent beaucoup plus de confiance que les théories. Dans tous les cas cités en exemple, ils ont montré que la répartition des pressions dans le massif varie d'une façon tout autre que dans le cas d'une taille progressant dans un quartier vierge. La zone de surpression au lieu de voyager comme le front d'attaque, se localise longtemps en des points déterminés et la contrainte des roches y atteint la limite dangereuse. Cela dépend du sens et de la

vitesse d'attaque. En particulier, le défilage en retour d'un quartier limité sur trois côtés par des remblais est beaucoup plus sûr que l'attaque directe.

#### Mesures de précaution:

Des comités d'études et de nombreux travaux particuliers ont traité de cette importante question.

L'auteur s'occupe spécialement, dans un premier et long chapitre, de la Haute-Silésie; il rappelle les essais et controverses sur le mode d'exploitation, le foudroyage et le remblayage hydraulique, l'exploitation par tranches successives, le mode de soutènement, etc. Dans tous les systèmes, il y a des difficultés et il n'y a pas de règles absolues. Il faut exploiter le gisement complètement et méthodiquement, dresser un plan d'ensemble des travaux préparatoires et des projets d'exploitation pour une longue période, y tracer les zones dangereuses, éviter toutes les situations reconnues propices aux coups de toit. Ce n'est pas facile, surtout dans le cas d'exploitations à plusieurs étages. Il faut conduire les exploitations de manière à provoquer un affaissement systématique du toit. On a préconisé l'exploitation préalable d'une couche « Egide » qui ne soit séparée des couches de forte épaisseur que par une stampe modérée; à défaut, l'exploitation avec remblai d'une première tranche de 1,50 à 1,80 m. de hauteur.

Le procédé classique de miner les toits de grès qui tardent à s'ébouler n'a pas toujours de bons résultats; on pourrait l'améliorer en s'inspirant plus attentivement des clivages et des fissures pour placer les coups de mines, mais jusqu'à présent, on ne peut tirer de l'expérience aucune instruction. L'exploitation par tranches ou le défilage des chambres sur toute leur largeur donnent dans certaines conditions une détente du toit en temps opportun, mais il y a la question du prix de revient. En conclusion, tous ces moyens, recommandés depuis une date plus ou moins éloignée, sont appréciables mais laissent encore beaucoup à désirer et il importe de rechercher s'il n'y en a pas d'autres plus efficaces.

#### Conduite harmonique des travaux.

Elle repose sur la superposition des effets de tassement, pression et tension, dus à des chantiers progressant simultanément dans une même couche ou dans des couches superposées. Dans un même champ d'exploitation dirigé dans un sens déterminé, on observe à la surface non seulement un affaissement progressif, mais une alternance, en un même endroit, de tensions et de pressions. L'auteur en donne un nouvel exemple très instructif: une couche de 9° de pente est exploitée par tailles montantes sur toute la hauteur de l'étage, soit sur une longueur de 345 m. Au préalable, on a nivelé à la surface une base comportant 15 repères distants de 25 m. et on a fait des relevés tous les deux mois. La fig. 20 donne les trajectoires verticales des différents points, et les distances entre deux points successifs font constater des allongements et des raccourcissements. Au début, il y a extension sur toute la ligne, ensuite, des compressions amènent une compensation puis un réel raccourcissement à l'aplomb de la couche; sur les bords de la cuvette, les extensions sont permanentes et plus fortes que vers le centre. Les alternances dans un intervalle durent jusqu'à ce qu'on ait atteint l'« airé plein » d'influence. On remarque aussi qu'il faut environ un an pour que se manifeste le fond plat de la cuvette. Ces constatations qui montrent l'effet du temps et de l'avancement, sont indispensables pour l'explication de ce qui suit:

Le premier cas considéré est celui d'un massif réservé entre deux quartiers exploités, et repris tardivement. Il y a de part et d'autre une cuvette d'affaissement correspondant au tassement complet. Si le massif est assez limité pour que les deux

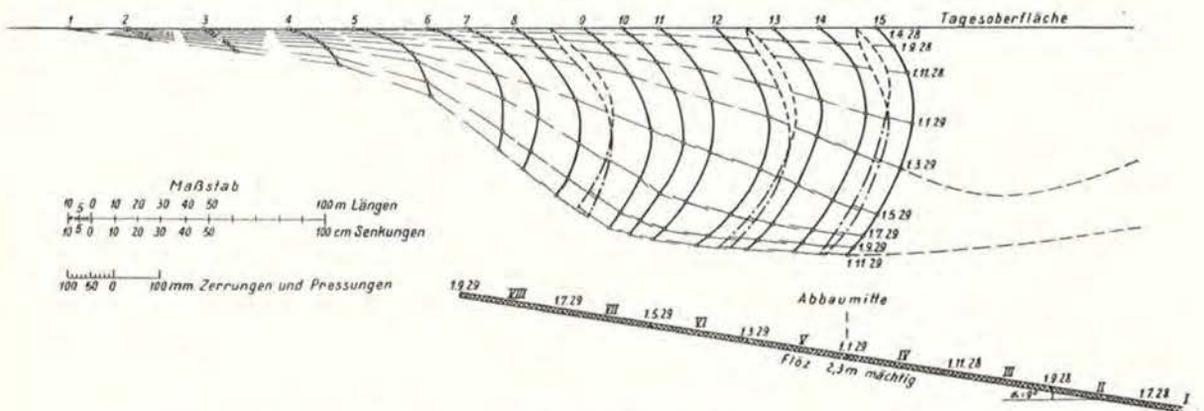


Fig. 20. — Progression des affaissements, tensions et compressions suivant l'avancement d'une taille.

Tagesoberfläche = surface du sol.

Flöz 2,3 m mächtig = couche de 2,30 m de puissance.

Abbaumitte = milieu du chantier.

cuvettes empiètent l'une sur l'autre, les ordonnées vont s'ajouter et les deux cuvettes se raccorderont par une selle ayant son point le plus haut au milieu du massif.

On compose aussi géométriquement les courbes des déplacements dans la partie commune; au delà de celle-ci, il y a de chaque côté une zone de pressions sans changement et au-dessus du massif une zone de tensions renforcées. Le point central par suite de la symétrie, descend verticalement; il peut cependant être dans une situation dangereuse parce qu'il est le siège de deux tensions égales et de signes contraires atteignant en valeur le double de celle provoquée par un seul chantier. Un bâtiment situé en cet endroit subirait par exemple, au lieu d'un allongement de 1,6 mm. par m., ce qui est supportable, un allongement de 3,2 mm qui provoquerait des dégâts.

Après le déhouillement du massif intermédiaire, la descente s'accroît et le point central au lieu d'être le sommet d'une voûte devient le fond d'un bassin. Le fond de la cuvette présente donc une ondulation, mais vu l'amplitude assez faible de l'affaissement, elle ne diffère pas beaucoup d'un fond plat. La zone centrale passe du régime des tensions à celui des compressions. Si les exploitations se font symétriquement et à une même époque, on arrive à compenser les déplacements et à éviter les dommages aux constructions. En pratique, il en va malheureusement tout autrement. De part et d'autre d'un pilier d'esponte, on trouve des exploitations différant par l'âge, par le nombre et l'épaisseur des couches et par la profondeur. Les résultantes des courbes d'influence ont des allures très irrégulières et on en trouvera deux exemples avec commentaires qui font ressortir les effets néfastes d'une exploitation conduite sans souci des dégâts miniers.

L'auteur traite ensuite des failles à rejet qui constituent souvent les limites des quartiers et séparent dans une même veine des exploitations de profondeur et d'âge différents. Les failles radiales à fort pendage qui tombent sur les bords d'une cuvette d'affaissement déterminent la position des maximums de tension et les aggravent, mais il n'existe aucune loi entre les mouvements du sol et les failles. Chaque cas doit être examiné en particulier.

Pour préserver des bâtiments importants ou très sensibles, on a préconisé, il y a une vingtaine d'années, de conduire les exploitations en partant du centre et en s'étendant uniformément dans tous les sens. Le moyen n'est pas infaillible, puisque nous savons maintenant que le bâtiment va passer successivement d'une zone de compression à une zone d'extension et, de ce chef, il est exposé à des dégâts.

En conclusion, il faut établir un programme d'exploitations simultanées conduites de telle sorte que leurs effets de pressions et de tensions se compensent. Ces quartiers peuvent être pris dans une même couche ou mieux dans deux ou trois couches voisines. Cette méthode est illustrée par un exemple emprunté à Lohmann où l'on voit le décalage dans le temps et dans l'espace de panneaux égaux pris dans trois couches superposées. Cela ne va pas sans difficultés; les longues tailles et les avancements réguliers garantissent le succès.

#### Domages aux puits.

Les mouvements qui se produisent dans le terrain entre la surface et le fond peuvent affecter les puits; suivant la verticale, il y a aussi des extensions et des refoulements. Pour illustrer ce fait, Niemczyk étudie le cas d'un puits de 600 m. de profondeur recoupant à partir de 300 m. un faisceau de 6 couches d'une puissance totale de 9 m. En traçant le massif de protection d'après les angles limites de 55°, on perd 3 millions de tonnes. On s'est donc contenté du massif limité par un cône à génératrice inclinée de 70 degrés et on a exploité avec remblai sec, ce qui fait prévoir une descente de 5,40 m. pour l'orifice du puits. Si l'on suppose le fond fixe, on a une idée de la compression moyenne de la colonne du puits; mais, en analysant les effets de l'exploitation des chantiers, on voit que la partie inférieure est dans une zone de tension et la partie supérieure, seule, dans une zone de compression, et par des calculs théoriques, l'auteur a chiffré le taux des déformations à différentes hauteurs et particulièrement dans la passe cuvelée qui s'étend de 160 à 200 m. de profondeur. Le raccourcissement estimé à 30 cm. a eu pour effet la destruction du cuvelage; ce puits d'extraction a été mis hors de service pendant un temps très long et à dû être réparé du haut en bas, et l'économie escomptée par la réduction du stot s'est évanouie.

Si l'on imagine une exploitation sans stot de protection et partant du puits dans tous les sens, alors c'est la partie inférieure qui s'affaisse et toute la colonne du puits sera soumise à des efforts de tension qui ne sont pas moins dangereux. Pour la reprise d'un stot de puits sans dégâts, il faut procéder non pas en sens unique, mais par quartiers décalés en plan et en hauteur et Bals en a donné un modèle pour 4 couches superposées et une stratification horizontale. Son étude très longue et très compliquée repose sur le calcul des effets probables des chantiers sur la colonne du puits divisée en 4 parties. Les tailles seraient à prendre dans un ordre déterminé, les unes au centre, les autres au bord dans chacune des 4 couches et la reprise d'un pilier de 3 km. de côté durerait 8 ans. Dans la pratique, ce cas idéal n'a guère de chances de se rencontrer. Sur 3 km. de distance, il y a des variations dans la composition des roches, des failles et autres

dérangements, des résidus d'anciens travaux. Bals en donne aussi un exemple et propose un plan qui sans être absolument « harmonique » tendrait à maintenir les déformations du puits dans des limites acceptables à condition d'employer un remblai compact.

D'une façon générale, les applications de la méthode harmonique sont encore trop peu nombreuses pour qu'on puisse tabler sur les réussites et sur les échecs. La méthode soulève beaucoup d'objections d'ordre pratique, par exemple en ce qui concerne les hauteurs d'étage, la grande étendue des chantiers, le défilage direct quand on a pratiqué précédemment la marche en retour, ou inversement.

#### *Compensation des tensions dans le cas d'îlots.*

Cette étude a porté spécialement sur la couche « Dickebank » de 2,50 m. de puissance, sujette aux coups de toit, se présentant en dressant (55°) à 775 m. de profondeur. Pour éviter les coups de toit, on a décidé d'exploiter en même temps et en sens inverse la couche Sonnenschein, située au mur et séparée de Dickebank par une stampe de 50 à 55 m. comprenant environ 60% de grès dont un banc épais de 10 m. Le réseau de repères a été établi sur 3 niveaux différents reliés par un montage. Dickebank est exploité par 3 tailles espacées de 15 à 20 m., la supérieure en avant. Sonnenschein est pris par deux longues tailles obliques décalées de 60 m. et poussées à une allure beaucoup plus rapide que dans la couche supérieure, de manière à avoir dépassé celle-ci alors que ses tailles ne sont encore qu'au milieu du panneau. On a relevé 6 fois la position des repères du toit et du mur et tracé comme d'habitude les diagrammes caractéristiques. On a tracé aussi les courbes de niveau de la surface du toit avec 25 mm. d'équidistance. Ce plan représente une suite de bombements et de dépressions, au premier abord assez confuse; mais on peut en dégager l'action de chacun des deux chantiers en marche, l'effet du décalage et de la différence d'orientation des tailles. Ces relevés font constater en général une forte réduction des pressions dans Dickebank, avec, cependant, certaines aggravations locales. Il n'y a pas compensation exacte; l'effet propre de Dickebank est prédominant surtout vers la fin alors que Sonnenschein a dépassé la limite du quartier. Dans cette reprise qui a duré 3 ans, on n'a eu que deux coups de toit pas très violents; l'un vers le milieu à la voie de retour d'air alors influencée par la cassure de pied de Sonnenschein; un second, dans la taille de base, alors qu'on était à 25 m. des anciens remblais limites du quartier. C'est un progrès notable en comparaison des nombreux accidents dont cette veine était le théâtre antérieurement.

En conclusion, malgré la forte stampe et la dureté des terrains, l'action de la couche inférieure est incontestable; elle aurait été meilleure si le chantier

s'était étendu davantage vers l'aval. Il paraît donc bien prouvé que l'exploitation préalable d'une couche « Egide » sous 10 à 20 m. de stampe peut être très efficace. Si l'on veut réaliser une exploitation harmonique par l'attaque simultanée dans deux couches voisines, il faut pousser l'inférieure en avant et à une distance qui dépend de la stampe verticale et des angles limites pour éviter la superposition des zones de surpression. Les mesurages méthodiques sont utiles pour régler la conduite des travaux de l'espèce spécialement dans tous les cas dangereux dus à la présence de piliers résiduels, soit dans la couche, soit au-dessus ou en dessous.

Une application de ces principes consiste dans un projet de reprise d'un stot de puits.

De cette étude se dégagent les règles suivantes :

a) Veines de moins de 3 mètres :

- 1° Exploitation préalable d'une veine mince très voisine.
- 2° Exploitation simultanée et dans le même sens de 2 veines voisines (10 à 20 m. de stampe avec un décalage suffisant pour détendre le toit de la couche principale).
- 3° Exploitation harmonique dans deux ou plusieurs couches à la fois avec les dimensions des tailles et les décalages compatibles avec la hauteur de l'étage.
- 4° Attaque en sens contraires de deux veines avec décalage de temps approprié.

b) En veines puissantes.

- 1° Exploitation préalable d'une tranche de 1,50 m. à 1,80 m. de hauteur avec foudroyage ou avec remblai.
- 2° Exploitation par chambres dans deux veines avec décalage de temps, défilage par grande taille droite, foudroyage dans la veine supérieure, remblai dans l'inférieure.
- 3° Combinaison des chambres et des tranches, en observant les mêmes principes qu'en a.

L'application du foudroyage ou du remblayage est facultative, et doit être soigneusement examinée dans chaque cas en s'inspirant des résultats des mesurages méthodiques.

Le taux des déformations dangereuses du toit et du mur ne peut se déduire ni du calcul ni d'expériences de laboratoire. On en est réduit à quelques conclusions tirées de la pratique. En Haute Silésie, une compression verticale de 9 mm. par mètre, fait prévoir de légers coups de toit; 10 à 12 mm. paraît être la limite; 6 à 7 mm. s'accompagne de craquements.

Dans Dickebank, 8 mm. par m. ne semblent pas dangereux. De grands écarts sont évidemment possibles eu égard à la compacité, la texture, la structure et l'humidité des terrains.

### Nouveaux procédés pour mesurer directement la tension des terrains.

Depuis 1940, on a cherché à appliquer au terrain houiller les procédés qui ont servi dans les stations d'essais sur la résistance des matériaux. Il y a lieu de mentionner spécialement les procédés de la photoélasticité sur petits modèles et le procédé Mathar. Dorstewitz a étudié par la méthode optique les différentes formes des sections des galeries. Le procédé Mathar consiste dans l'observation microscopique des déformations des parois d'un trou de mine; il a fait l'objet d'un mémoire de Vogens qui a montré que le calcaire a un module  $E = 733.000 \text{ kg/cm}^2$  relativement constant, mais qu'il n'en est pas de même pour les grès, qui présentent d'énormes variations. Il est donc très aléatoire de tirer de ces mesures des conclusions, par exemple sur la probabilité des coups de toit, mais combinées avec les relevés topographiques, elles seraient intéressantes à titre de contrôle, principalement si les sondages étaient faits dans les zones suspectes. Enfin, l'Institut de géophysique de Bochum prépare un nouveau procédé basé sur les ondes ultrasoniques.

### II. — Conclusions de l'auteur.

Le dernier chapitre du livre comprend un résumé (env. 6 pages) et des conclusions relatives au calcul des prévisions et aux mesures de protection de la surface et des travaux du fond. On a fait de grands progrès, mais la question n'est pas épuisée et elle doit être poursuivie parce que l'exploitation des mines gagne en profondeur et que ses méthodes évoluent.

Tous les procédés de calcul des pronostics émanent de géomètres. On s'est borné trop longtemps à de simples mesures d'affaissement; les mesures des autres déplacements sont encore clairsemées et pour cette raison leur détermination reste incertaine. De toutes les méthodes, celle de F. Beyer paraît la meilleure. Pour les applications, il faut connaître exactement les valeurs locales des angles limites et l'amplitude de la flèche maximum, ensuite la situation de l'ordonnée égale à la moitié de la flèche maximum. Elle n'est pas au milieu de l'aile de la cuvette, parce que la compacité du remblai varie et est la moindre près du front de taille. Ce qu'il importe de retenir c'est qu'à cette ordonnée correspondent le point d'inflexion de la courbe et la pente maximum.

Les allongements et les raccourcissements ne sont pas mesurables directement, ils dépendent de la courbure. Les formules de Beyer sont contestables. Il est nécessaire de préciser par de plus amples observations, dans tous les districts, les angles de cassure et leur relation avec la nature des roches du houiller et des morts-terrains, puisque ces angles déterminent la zone dangereuse pour les bâtiments. Plutôt

que par des théories, il semble possible de déterminer empiriquement la forme exacte de la cuvette par un très grand nombre d'observations. En ce qui concerne les couches inclinées et les dressants, la documentation est nettement insuffisante et les prévisions restent incertaines.

En ce qui concerne les mesures de protection de la surface, on peut se référer au rapport provisoire de 1944 du Comité rhénan-Westphalien qui était formé de compétences des divers milieux de l'administration, de l'exploitation et de la construction. Ce travail doit être revu et mis au point de l'expérience acquise en ces dernières années.

Le mode d'exploitation compensatoire des tensions n'a fait l'objet d'aucune réglementation et est laissé à l'initiative des exploitants. L'auteur le regrette pour deux motifs :

1<sup>o</sup> Il est établi que les massifs réservés peuvent présenter plus de danger que leur exploitation méthodique et ils représentent une perte considérable de la richesse minérale.

L'Administration des Mines devrait donc attribuer aux relevés des mouvements de terrains, la même importance qu'aux plans de mine.

2<sup>o</sup> La sécurité des mines dépend en grande partie de la conduite des travaux. Toutes les possibilités de réduire les effets néfastes de la pression des terrains méritent considération. Les relevés topographiques de précision, tant qu'ils restent isolés, n'ont qu'un intérêt local. Si chaque mine où se manifestent des pressions dommageables était tenue d'organiser des relevés de l'espèce et d'en communiquer les résultats, on aurait des matériaux dont on pourrait tirer tout un corps de doctrine.

On pourrait objecter que l'exploitation harmonique de Lehmann et les propositions de Niemezyk tendant au même but n'ont pas encore reçu la sanction de la pratique. Ce reproche n'a pas plus d'importance que dans n'importe quelle innovation. Le problème est certainement très complexe, étant donné les nombreuses influences, tant du gisement que des habitudes acquises dans la conduite des travaux et du prix de revient de la production. Il reste encore bien des investigations nécessaires pour arriver à la solution des problèmes difficiles et explorer certains domaines mal connus, particulièrement l'effet de la profondeur, des tensions tectoniques résiduelles suivant les plans de faille, la détermination des épencentres des tremblements de terre et des coups de toit. Dans le domaine des mesures préventives, nous sommes encore loin d'atteindre le but à coup sûr, mais de grand progrès ont été faits depuis 30 ans; les études soigneuses et les efforts persévérants de la jeune école y ont certainement contribué.

\* \* \*

Cette conclusion finale de l'auteur de ce magistral ouvrage ralliera certainement tous les suffrages. On ne connaît bien un phénomène que lorsqu'on peut l'exprimer en nombres. Le grand mérite des géomètres allemands est d'avoir introduit et appliqué en grand les mesurages précis et systématiques dans un domaine où l'on se contentait trop souvent d'approximations et d'appréciations subjectives. Ils nous apportent donc en premier lieu des faits, et en les rappelant et en les rapprochant, le livre du professeur Niemczyk a d'abord un caractère documentaire des plus précieux. C'est le fruit d'une longue expérience personnelle ainsi que d'une érudition et d'un labeur considérables ; la liste des 300 références en témoigne amplement. Par la multiplicité et la variété des matières, ce livre rendra de grands services non seulement aux ingénieurs des mines, mais encore aux architectes et aux ingénieurs des constructions civiles, aux experts en dégâts miniers. Nous avons tenu à en faire un compte rendu purement objectif et assez détaillé afin de montrer le contraste entre la somme des connaissances acquises et l'indigence des publications en langue française sur la matière ; dans le but aussi de provoquer des réflexions et des réactions et de détruire des préjugés.

A côté des faits, il y a leur interprétation et la recherche des généralisations. Ici, l'auteur lui-même nous met en garde. Ses réserves ne sont que trop justifiées et on pourrait en ajouter d'autres. En particulier, au chapitre des pronostics, on a l'impression qu'il y a dans les divers procédés de calcul qui sont cités, bien des recettes et des intuitions. La notion fondamentale de l'aire d'action complète est certainement utile, mais elle ne s'impose pas à l'esprit comme une nécessité, et vouloir en tirer tout entraîne bien des complications. Mais la voie est frayée et le principe de l'application des méthodes topographiques est inattaquable. Nous formulons le vœu qu'elles soient appliquées fréquemment dans nos bassins houillers, que les résultats des observations soient publiés et que cesse cette conspiration du silence en matières de dégâts miniers que nous avons déjà eu l'occasion de déplorer. Le traité de Niemczyk se présente comme un guide très averti dans les domaines encore obscurs des mouvements du sol et il a aussi le grand mérite de conduire dès à présent à des règles positives de précautions, de donner une justification scientifique de celles que la pratique a déjà fait adopter. C'est une œuvre utile et bienfaisante.

## Production minière et main-d'œuvre indigène en 1949

par A. VAES,

Directeur - Chef de Service à la Direction des Mines.

### VOORWOORD (N.v.d.R.)

Huidig verslag werd opgesteld volgens dezelfde regels als dit van 1948, dat in de tweede aflevering van 1950 is verschenen.

Na de opsomming van de mijnontginningen en hun verspreiding over de verschillende provincies, geeft het de opgehaalde hoeveelheden van de verschillende producten gedurende het jaar 1949. Een tabel laat toe deze hoeveelheden te vergelijken met de voortbrengst der jaren 1938 tot 1948. De diagramma's stellen de evolutie van de productie aanschouwelijk voor.

De reden van de wijzigingen in voortbrengst zijn gedeeltelijk uiteengezet. Het is in de loop van het jaar 1949 dat de steenkolenproductie in Kongo het hoogste punt bereikte.

Het verslag geeft vervolgens de koers van de verschillende producten gedurende het jaar 1949 en een diagramma geeft de variaties dezer koers gedurende de vorige jaar.

Twee kaarten duiden de verspreiding van de voortgebrachte delfstoffen en van de inlandse werkkrachten aan. Een inhoudstafel gaat aan het verslag vooraf en vergemakkelijkt het naslaan.

### AVANT-PROPOS (N.d.l.R.)

Ce rapport est établi suivant les mêmes règles que celui de l'année 1948, paru dans la deuxième livraison 1950.

Après l'énumération des exploitations minières et leur répartition dans les différentes provinces, il donne les quantités extraites des divers produits au cours de l'année 1949. Un tableau permet de comparer ces quantités avec celles des années 1938 à 1948. Ces mêmes comparaisons sont reprises aux diagrammes.

Les raisons des variations de production sont partiellement exposées. C'est au cours de l'année 1949 que la production charbonnière congolaise a été la plus importante.

Le rapport donne ensuite les cours des divers produits durant l'année 1949 et un diagramme en montre les variations pendant les années antérieures. La valeur totale estimée de la production de 1949 est également renseignée.

Le rapport comporte des considérations et des tableaux relatifs à la main-d'œuvre, à sa répartition et à sa productivité.

Deux cartes annexées donnent la répartition des produits extraits et de la main-d'œuvre indigène. Une table des matières placée en tête du rapport facilite la consultation de celui-ci.

## TABLE DES MATIERES

### CHAPITRE I. — PRODUCTION MINIERE

I. — <i>Nomenclature des exploitations minières.</i>	
1 <sup>o</sup> Les exploitations aurifères au N.-E. de la Colonie	507
2 <sup>o</sup> Les exploitations aurifères et stannifères de l'est de la Colonie	507
3 <sup>o</sup> Les exploitations stannifères de la Géomines à Manono-Kitotolo	507
4 <sup>o</sup> Les exploitations stannifères de la Sermikat à Mitwaba, ainsi que les exploitations de la Somika	507
5 <sup>o</sup> Les exploitations diamantifères et aurifères du groupe de la Forminière au Kasai	507
6 <sup>o</sup> Les exploitations du groupe du cuivre au Katanga (U.M.H.-K. et sa filiale Sudkat)	507
7 <sup>o</sup> Les charbonnages de la Luéna	507
II. — <i>Répartition des exploitations minières par provinces et par substances</i>	507
III. — <i>Aperçu sur la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi</i>	511
IV. — <i>Evolution de la production des principaux minerais</i>	512
1 <sup>o</sup> Tableau des indices de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi	512
2 <sup>o</sup> Commentaires sur la production des minerais	512
a) Or	512
b) Cuivre	515
c) Diamant industriel	515
d) Diamant de joaillerie	515
e) Cassitérite et mixtes	515
f) Etain des fonderies	515
g) Charbon	514
h) Alliage cobaltifère et cobalt granulé	514
i) Concentrés de zinc crus et grillés	514
j) Cadmium	514
k) Minerai de plomb	515
l) Argent	515
m) Minerai de manganèse	515
n) Bastnaesite	515
V. — <i>Cours des métaux en 1949</i>	515
VI. — <i>Valeur de la production minière</i>	517
1 <sup>o</sup> Au Congo belge	517
2 <sup>o</sup> Au Ruanda-Urundi	518
3 <sup>o</sup> Commentaires	518
VII. — <i>Situation des exploitations</i>	518
a) Exploitations aurifères du N.-E. de la Colonie	518
b) Exploitations stannifères du Maniéma et du Ruanda-Urundi	519
c) Exploitations stannifères de Manono-Kitotolo (Géomines)	519
d) Exploitations stannifères de Mitwaba	520
e) Groupe du cuivre	520
f) Charbonnage de la Luéna	520
g) Exploitations diamantifères du Kasai	520

### CHAPITRE II. — USINES DE TRAITEMENT

a) Or	520
b) Cassitérite	521
c) Groupe du cuivre	521
1) Concentration du minerai	521
2) Métallurgie	521
d) Les charbonnages de la Luéna	522
e) Exploitations diamantifères du Kasai	522

### CHAPITRE III. — CARRIERES

### CHAPITRE IV. — MAIN-D'ŒUVRE

I. — <i>Situation</i>	
a) Province du Kasai	525
b) Province du Katanga	525
c) Province du Kivu	525
d) Province orientale	525
e) Ruanda-Urundi	525
f) Ensemble du Congo belge et du Ruanda-Urundi	525
II. — <i>Productivité de la main-d'œuvre</i>	
a) Tableau relatif au Congo belge	526
b) Tableau relatif au Ruanda-Urundi	526
III. — <i>Récapitulation</i>	
	526

## CHAPITRE I. PRODUCTION MINIERE

### I. — NOMENCLATURE DES EXPLOITATIONS MINIERES

Les exploitations minières existant actuellement au Congo belge et au Ruanda-Urundi se répartissent comme suit :

1<sup>o</sup>) *Les exploitations aurifères au nord-est de la Colonie* comprenant :

les Mines d'Or de Kilo-Moto (K.-M.);  
la Société Minière de la Tele (Fo);  
la Société Minière de l'Aruwimi-Ituri (Al);  
la Société Minière de Surongo (Sur);  
la Mincobel (Minc);  
la Somonor (Sr);  
la Somibi;  
la Somiba.

2<sup>o</sup>) *Les exploitations aurifères et stannifères de l'est de la Colonie* comprenant :

AU MANIEMA :

la Symétain (Sy);  
la Cobelmin (Cb) (exploitant pour compte de ses commettants Belgikaor, Kinor, Kinétain, Miluba et Minerga);  
la Cololacs (Col);  
la Maniemine;  
les Sociétés Minières du Maniema et de Nyangwe;  
les colons : MM. Lallas, Lopes, Pirard, Pitchinos et Verjus.

AU KIVU :

la M.G.L.;  
la Cominor (Co);  
le Comité National du Kivu (C.N.Ki.)  
et au sud la Syluma (Syl).

AU RUANDA-URUNDI :

la Somuki (Som);  
la Minétain (Min);  
la Minafor (Mina);  
la Mirudi (Mir);  
la Géoruanda (Géor);  
la Corem  
et les colons : MM. Marchal (Mar), Cardinael, Henrion, Marti, Pirotte et Rycx.

3<sup>o</sup>) *Les exploitations stannifères de la Géomines (Géo) à Manono-Kitotola.*

4<sup>o</sup>) *Les exploitations stannifères de la Sermikat (Ser) à Mitwaba, ainsi que les exploitations de la Somika.*

5<sup>o</sup>) *Les exploitations diamantifères et aurifères du groupe de la Forminière (Fo) au Kasai.*

6<sup>o</sup>) *Les exploitations du groupe du cuivre au Katanga (U.M.H.-K. et sa filiale Sudkat).*

7<sup>o</sup>) *Les charbonnages de la Luena.*

### II. — REPARTITION DES EXPLOITATIONS MINIERES PAR PROVINCES ET PAR SUBSTANCES

Les exploitations minières en activité se répartissent comme suit, dans les différentes provinces :

#### Province du Kasai.

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Forminière	S.-O.	Diamant joaillerie
E.K.L.	S.-O.	Diamant joaillerie
Beceka	S.-E.	Diamant industriel
Beceka	S.-E.	Au filonien

#### Province du Katanga.

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
U.M.H.-K.	S.	Cu - Co - Au - Ag - Zn - Cd
Mgr de Hemptine	S.	NaCl
Sud-Kat.	S.	Mn - Pb
Syluma	N.-E.	Au
Sorekat	N.-E.	Au
Höslé	N.-E.	Au
Géomines	Centre	SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Somika	Centre	SnO <sub>2</sub>
Sermikat	Centre	SnO <sub>2</sub>
Luena	Centre	Charbon

## Province du Kivu.

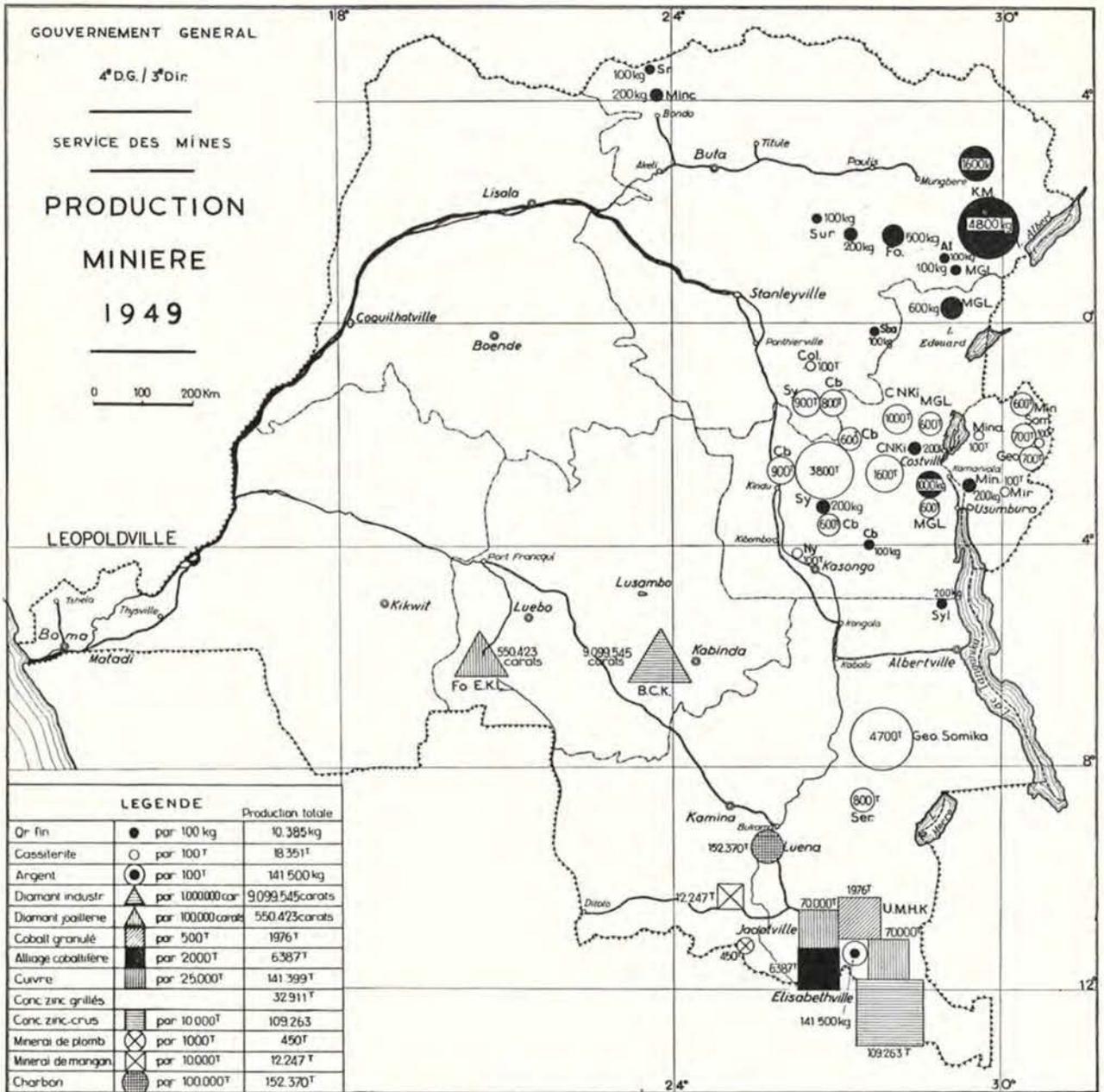
Concessionnaires	Situation dans la province	Production
M.G.L. Nord	N.-E.	Au
M.G.L. Centre	E.	SnO <sub>2</sub> , mixtes SnO <sub>2</sub> -Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
M.G.L. Sud	E.	SnO <sub>2</sub> - Au - Bi
C.N.Ki.	E.	SnO <sub>2</sub> et Au
Symétain Nord	Centre	SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
Symétain Sud	Centre	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , mixtes SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
Kinétain	Centre et S.-O.	SnO <sub>2</sub> , mixtes SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
Miluba	Centre et S.-O.	SnO <sub>2</sub> - Au
Minerga	Centre	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Au
Kinor	S. et S.-O.	Au
Belgikaor	S.-O.	SnO <sub>2</sub> - Au
Belgikaétain	S.-O.	SnO <sub>2</sub>
Maniemine	Centre	SnO <sub>2</sub> - Au
Minière de Nyangwe	S.-E.	SnO <sub>2</sub>
Symor	S.-E.	Au
Verjus	Centre	SnO <sub>2</sub> - Au
Lopes	S.	SnO <sub>2</sub>
Lallas	O.	Au
Paye-Monjoie	S.-O.	Au

## Province Orientale.

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Kilo	E.	Au
Moto	E.	Au
Cominor (M.G.L.)	E.	Au
M.G.L. Nord	E.	Au
Forminière (Tele)	E.	Au - Diamant
Symétain Nord	S.	WO <sub>3</sub> - SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Belgikaor	S.	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Miluba	S.	SnO <sub>2</sub> - Au
Cololacs	S.	SnO <sub>2</sub>
Somiba	S.-E.	SnO <sub>2</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Aruwimi-Ituri (M.G.L. pour Tele)	Centre	Au
Aruwimi-Ituri (Tele)	Centre	Diamant - Au
Surongo	Centre	Au
Mincobel	N.-O.	Au-Diamant
Somibi	N.-O.	Au
Sominor	N.-O.	Au
C.N.Ki.	S.-E.	SnO <sub>2</sub>

## Ruanda-Urundi.

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Minétain	N.-E. Ruanda	SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub> - Au
Minafor	N. Ruanda	SnO <sub>2</sub> - Au
Somuki	N. Ruanda	T.R. - SnO <sub>2</sub> - Au
Mirudi	Centre Urundi	Au - SnO <sub>2</sub> , mixtes Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - SnO <sub>2</sub>
Géoruanda	S.-E. Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Cardinael	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Marti	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Pirotte	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Rycx	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Marchal	N.-O. Ruanda	WO <sub>3</sub>
Corem	Ruanda	SnO <sub>2</sub>



(\*) Les concentrés de zinc grillés proviennent d'une partie des 109.263 t de concentrés de zinc crus.

**AUTRES SUBSTANCES**

Tantalo columbite .....	116 t	Étain des fonderies .....	5 299 t
Wolframite .....	332 t	Cadmium .....	24 655 kg
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite ...	882 t	Bismuth .....	772 kg
Mixtes cassitérite-wolfram .....	69 t	Bastnaesite .....	13 775 kg

**Gouvernement Général du Congo belge.**

**PRODUCTION MINIERE EN 1949**

## Industrie — Production minière et usines de traitement.

Produits	Unités	1938	1940	1941	1942	1943	1944	1945	1946	1947	1948	1949
Or brut .....	kg	16.415	19.498	19.591	17.865	15.499	12.433	11.915	10.895	9.950	9.784	10.816
Or fin (contenu dans l'or brut) .	»	14.700	17.400	17.500	16.000	14.033	11.328	10.792	10.305	9.376	9.324	10.384
Cuivre .....	tonnes	123.943	148.804	162.167	165.940	156.850	165.484	160.211	143.885	150.840	155.481	141.599
Diamants industriels .....	carats	6.401.332	8.870.143	5.188.310	5.402.458	4.549.713	7.144.552	9.927.259	5.666.353	4.933.827	5.273.753	9.099.545
Diamants de joaillerie .....	»	1.804.005	732.694	677.446	615.778	332.029	388.814	458.696	367.099	540.690	550.814	550.423
Cassitérite .....	tonnes	13.751	17.310	22.228	22.231	24.025	23.790	24.061	20.095	17.509	18.145	18.351
Tantalo-columbite .....	»	151	268	208	127	151	294	198	168	157	145	116
Wolfram .....	»	6	35	105	270	244	371	434	390	177	219	332
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite .....	»	—	—	—	—	—	—	—	—	291	322	882
Mixtes cassitérite-wolfram .....	»	—	—	—	—	—	—	—	—	562	397	69
Etain des fonderies .....	»	1.813	7.958	12.008	14.157	11.979	10.753	8.667	3.590	3.125	3.937	3.299
Charbon .....	»	41.700	23.500	30.500	43.300	60.000	49.000	50.348	101.901	102.074	117.494	152.370
Alliage cobaltifère .....	»	1.470	2.480	2.050	1.800	4.800	4.454	7.249	2.528	6.697	6.367	6.387
Cobalt granulé .....	»	—	—	—	—	—	—	—	1.171	878	1.741	1.976
Conc. de zinc crus (*) .....	»	11.214	21.115	29.122	16.650	40.872	31.030	47.387	67.024	77.860	87.173	109.263
Conc. de zinc grillés (provenant d'une partie des conc. de zinc crus) .....	»	10.640	13.611	18.083	13.500	19.500	21.717	22.716	21.761	25.895	27.892	32.911
Cadmium .....	kg	—	—	3.086	27.000	23.094	21.544	18.213	16.571	26.040	18.056	24.635
Minerai de plomb .....	tonnes	6.644	684	—	—	971	1.266	1.429	2.176	1.675	1.002	450
Argent .....	»	96	110	108	122	97	85	129	157	126	118	141,5
Minerai de manganèse .....	»	3.300	9.699	23.300	13.900	17.413	2.983	3.212	—	8.519	12.765	12.247
Minerai de bismuth .....	kg	—	—	—	—	—	—	—	—	1.164	652	772
Fonte .....	tonnes	—	—	—	—	—	—	—	—	406	141	—
Bastnaesite .....	kg	—	—	—	—	—	—	—	—	—	25.095	43.775

(\*) Il s'agit de la production totale de concentrés de zinc dont une partie a été grillée et a donné les tonnages de concentrés de zinc grillés repris sous cette dernière rubrique.

### III. — APERÇU SUR LA PRODUCTION MINIERE DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI

En 1949, les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi ont produit les quantités suivantes de métaux et de minerais.

#### Production minière en 1949.

Substances	Unités	Congo belge					Ruanda-Urundi
		Kasaï	Katanga	Kivu	Pr. Orient.	Total	
Or brut .....	kg	2	235	2.374	7.953	10.564	251
Or fin (contenu dans or brut) .....	kg	1,5	224	2.203	7.720,5	10.149	235
Cuivre .....	tonnes	—	141.399	—	—	141.399	—
Diamants industriels .....	carats	9.099.545	—	—	—	9.099.545	—
Diamants de joaillerie .....	»	550.350	—	—	73	550.423	—
Cassitérite .....	tonnes	—	5.527	8.717	1.840	16.084	2.267
Étain contenu dans la cassitérite .....	»	—	3.939	6.411	1.359	11.709	1.656
Tantalo-columbite (55 % X <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ) .....	»	—	113	2	—	115	1
Wolframite .....	»	—	—	132	—	132	200
Tungstène contenu dans la wolframite .....	»	—	—	66	—	66	100
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite .....	»	—	—	833	37	872	9,5
Étain contenu dans les mixtes cassitérite-tantalo-columbite .....	»	—	—	541	24	565	6
Mixtes cassitérite-wolfram ...	»	—	—	67	—	67	2
Étain contenu dans les mixtes cassitérite-wolfram ...	»	—	—	45	—	45	1
Étain des fonderies (*) ...	»	—	3.299	—	—	3.299	—
Charbon .....	»	—	152.370	—	—	152.370	—
Cobalt granulé .....	»	—	1.976	—	—	1.976	—
Alliage cobaltifère .....	»	—	6.387	—	—	6.387	—
Cobalt métal contenu dans l'alliage cobaltifère .....	»	—	2.427	—	—	2.427	—
Concentrés de zinc crus ...	»	—	109.263	—	—	109.263	—
Concentrés de zinc grillés provenant d'une partie des concentrés crus .....	»	—	32.911	—	—	32.911	—
Zinc contenu dans les concentrés crus .....	»	—	55.420	—	—	55.420	—
Cadmium .....	kg	—	24.635	—	—	24.635	—
Minerai de plomb .....	tonnes	—	450	—	—	450	—
Plomb contenu .....	»	—	180	—	—	180	—
Argent .....	»	—	141,5	—	—	141,5	—
Minerai de manganèse ...	»	—	12.247	—	—	12.247	—
Manganèse contenu .....	»	—	6.123	—	—	6.123	—
Minerai de bismuth .....	kg	—	765	—	—	765	7
Bismuth contenu .....	»	—	535	—	—	535	5
Bastnaesite .....	tonnes	—	—	—	—	—	44

(\*) Cet étain de fonderie ne doit pas être additionné à la production de cassitérite. Il provient d'une partie de la cassitérite fondue sur place.

## IV. — EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES PRINCIPAUX MINERAIS

Par rapport à l'année précédente (1948) et par rapport à l'année 1938 que l'on peut considérer comme dernière année normale de la période pré-

cedant la deuxième guerre mondiale, la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi a atteint les indices donnés au tableau ci-après :

## 1. — Tableau des indices de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi.

Substances	Unités	Total en 1949	Total en 1948	Indice de la production en 1949 1948 = 100	Indice de la production en 1949 1938 = 100
Or brut .....	kg	10.816	9.784	111	66
Or fin .....	»	10.384	9.324	111	71
Cuivre .....	tonnes	141.599	155.481	91	114
Diamants industriels .....	carats	9.099.545	5.273.753	173	142
Diamants de joaillerie .....	»	550.423	550.814	100	51
Cassitérite .....	tonnes	18.351	18.145	101	135
Tantalo-columbite .....	»	116	145	80	77
Wolfram .....	»	332	219	152	5.530
Mixtes cass.-tantalo-columbite ..	»	882	522	169	—
Mixtes cassitérite-wolfram .....	»	69	397	17	—
Etain des fonderies .....	»	3.299	3.937	84	182
Charbon .....	»	152.370	117.494	130	365
Cobalt granulé .....	»	1.976	1.741	113	—
Alliage cobaltifère .....	»	6.387	6.367	100	434
Concentrés de zinc grillés .....	»	32.911	27.892	118	309
Concentrés de zinc crus (*) .....	»	69.869	54.501	128	623
Cadmium .....	kg	24.635	18.056	136	—
Minerai de plomb .....	tonnes	450	1.002	45	7
Argent .....	kg	141.500	118.368	120	147
Minerai de manganèse .....	tonnes	12.247	12.765	96	371
Fonte .....	»	—	141	—	—
Minerai de bismuth .....	kg	772	652	118	—
Basnaesite .....	tonnes	44	25	176	—

(\*) Il s'agit ici des concentrés de zinc crus qui n'ont pas été grillés et sont destinés tels quels à l'exportation.

## 2. — Commentaires sur la production des minerais.

Les chiffres du tableau ci-dessus appellent les remarques suivantes :

## a) Or.

Au cours de l'année 1949, on a assisté à un relèvement du chiffre de la production aurifère, qui s'établit à un total de 10.816 kg d'or brut. L'augmentation par rapport à l'année 1948 est de 1.032 kg, soit 10 % environ. Cependant, on est encore bien en dessous de la production maximum de 19.591 kg d'or brut obtenue en 1941.

Le relèvement de la quantité d'or extraite en 1949 est le fait principalement de la Société des Mines d'or de Kilo-Moto, qui a porté sa production en 1949 à 6.397 kg d'or fin contre 5.308 kg en 1948.

La situation des sociétés produisant de l'or est restée difficile, car il n'y a pas eu majoration du prix légal de l'or encore fixé à \$ 35 l'once. Un léger correctif a toutefois été apporté au mois de septembre 1949, suite à la dévaluation du franc congolais par rapport au dollar. Le prix officiel de l'or est passé de ce fait de 49.145 F en 1939 à

56.065 F. Ce correctif est loin d'être suffisant car il est resté nettement en dessous de la majoration des frais d'exploitation qui ont triplé par rapport à ceux de 1939. De ce fait, on n'a pas pu abaisser le taux de la teneur limite fixé en 1948.

Vers la fin de l'année 1948, le Gouvernement belge avait admis que 40 % de la production d'or congolais soient vendus sur un marché intérieur contrôlé à un taux de 75.000 F le kg d'or fin. Ce marché a pu fonctionner au cours de l'année 1949. Il n'a pas donné les résultats escomptés par suite, d'une part, de la rigidité des conditions imposées et, d'autre part, de la baisse de la valeur de l'or sur le marché libre. La production écoulée sur ce marché intérieur contrôlé s'est chiffrée, d'après Monsieur le Général Moolaert, pour toute l'année 1949, à 823 kg vendus au prix moyen de 67 F le gramme. On est resté loin en arrière du volume de vente escompté (plus de 4.000 kg) et du prix espéré (75 F le gramme).

Pour l'année 1950, comme le prix de l'or, du moins pendant les premiers mois, continue à baisser au marché libre, il ne semble pas que la vente de l'or congolais sur le marché intérieur contrôlé, créé en 1949, puisse apporter un supplément de revenus fort important aux sociétés productrices.

b) **Cuivre.**

Le chiffre de production du cuivre est en diminution de près de 10 % par rapport à celui de l'année 1948. Cette chute de production est attribuable au manque de courant électrique nécessaire tant pour l'extraction et la concentration du minerai que pour la métallurgie du cuivre. Ce manque de courant électrique résulte de la sécheresse qui a sévi au Katanga. Au cours du mois de décembre 1949, trois turbines étaient à l'arrêt à la Centrale de Madwingusha. L.U.M.H.-K., afin de parer au manque d'eau, a remis en marche sa Centrale thermique de Jadotville dès le premier trimestre de l'année 1949. Cet appoint n'a pas été suffisant pour éviter une chute de la production. Comme la centrale de Koni sera en marche en 1950, il n'y a plus à craindre à l'avenir de perte de production par suite de manque de courant électrique.

La production totale de cuivre, depuis l'origine, atteint 3.515.719 tonnes. En 1949, l'exportation du cuivre du Congo belge a atteint près de 151.000 t, par suite de l'écoulement de stocks existant fin 1948.

c) **Diamant industriel.**

La production du diamant industriel a atteint 9.099.545 carats en 1949 et est en très forte augmentation par rapport à 1948. La production atteinte en 1949 se rapproche du maximum obtenu en 1945, qui était de 9.927.259 carats. D'après les statistiques douanières, il a été exporté, en 1949, 9.097.866 carats de diamants industriels, ce qui prouve que le marché a absorbé la totalité de l'extraction. Comme les stocks ont été fortement entamés en 1948 et que les perspectives du marché restent favorables, on peut s'attendre encore à une augmentation de la production pour l'année 1950. La production réalisée pendant les trois premiers mois de l'année 1950 confirme ce pronostic.

d) **Diamant de joaillerie.**

La production du diamant de joaillerie a atteint 550.425 carats et est donc égale à la production de l'année 1948. Elle reste nettement en dessous du plafond de 1.804.005 carats atteint en 1938. D'après les statistiques douanières, il a été exporté en 1949 un total de 725.112 carats de diamants de joaillerie, ce qui indique que la société exploitante détenait un stock qui a été entamé. Vu l'état actuel des réserves des gisements connus, il ne semble pas qu'il faille s'attendre à une grande différence du volume de production, au cours des prochaines années.

e) **Cassitérite et mixtes.**

La production de cassitérite et mixtes est en progrès d'environ 240 t sur la production de l'année 1948. En fait, il y a eu augmentation de 337 t de la production réalisée au Ruanda-Urundi et une diminution de 97 t de la production propre du Congo. On est resté nettement en dessous du plafond de 24.061 t, atteint au cours de l'année 1945.

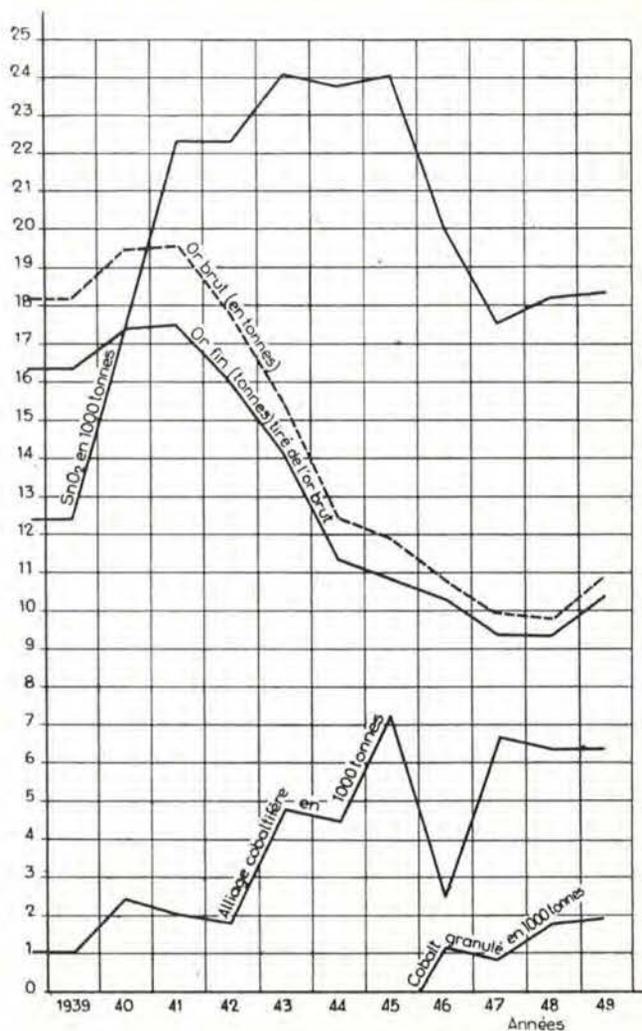


Fig. 1. — Production minière de 1939 à 1949 (or, étain, cobalt).

La petite diminution de la production congolaise doit être attribuée à la sécheresse qui a contrarié le traitement du minerai, à des travaux préparatoires importants effectués dans certaines sociétés et à la chute brusque du cours de l'étain au cours du dernier trimestre de l'année 1949. Si le marché de l'étain le permet, on peut s'attendre à un relèvement progressif du volume de la production tant au Congo belge qu'au Ruanda-Urundi.

Le contenu métal du minerai extrait se chiffre à 13.565 t, dont 12.317 t pour le Congo belge.

Pour le Congo belge et le Ruanda-Urundi, le volume exporté se monte en 1949 à 13.282 t de minerai et 4.589 t d'étain, d'après les statistiques douanières. Les exportations ayant dépassé la production, il y a eu reprise aux stocks.

f) **Étain des fonderies.**

Il s'agit de la partie de la production de cassitérite extraite au Congo et au Ruanda-Urundi, qui est fondue sur place à la fonderie de Manono (Géomines). L'usine de Manono traite toute la cassitérite extraite par Géomines et Somika et une

partie de la production de Géoruanda et de Serrikat. La capacité de travail de la fonderie de Manono n'est pas actuellement utilisée à son maximum. La plus grande partie de la cassitérite congolaise est encore envoyée en Belgique pour y subir les opérations de raffinage.

### g) Charbon.

La production du charbon a atteint en 1949 le chiffre de 152.570 t, ce qui représente la production la plus élevée réalisée au Congo belge. L'augmentation est de près de 35.000 tonnes par rapport à 1948. Le charbon provient uniquement du bassin de la Luéna où le gisement se présente sous forme d'un dépôt lacustre de 5 km de longueur sur 1,5 km de largeur. Il comporte trois couches exploitables ayant respectivement 2 m, 3 m et 1 m 75 d'épaisseur. L'exploitation se fait en carrière à ciel ouvert avec enlèvement du stérile par tournapulls et tournadozers. Afin de réduire la production de poussier, l'abattage se fait manuellement. Le charbon est de qualité assez médiocre et se caractérise par une forte teneur en matières volatiles, une forte teneur en cendres et une assez forte teneur en soufre sous forme de pyrite.

On prépare actuellement la mise en exploitation du bassin de Kisulu, situé un peu au nord de Luéna et qui comporte une couche de 2 m 50 d'épaisseur sous 10 m de stérile. Pour l'ensemble des deux bassins, on escompte approcher en 1950 d'une production annuelle de 200.000 t, s'il existe un marché pour la consommation de ce combustible.

Dans le bassin de la Lukuga, à l'ouest d'Albertville, on a commencé en 1949 le creusement d'une descenderie avec transport par courroie, devant permettre la mise en exploitation du gisement. L'extraction du charbon y dépendra du marché ouvert à ce produit qui est assez semblable à celui de la Luéna.

### h) Alliage cobaltifère et cobalt granulé.

La production en 1949 s'est chiffrée à 4.404 t de cobalt métal et comprend 6.387 t d'alliage blanc et 1.976 t de cobalt granulé. Par rapport à 1948, il y a une augmentation de près de 100 t de cobalt métal. Le chiffre de 1949 représente la production la plus élevée réalisée au Congo belge. Malgré la pénurie de courant pendant l'année sous revue, l'U.M.H.-K. s'est astreinte à pousser la production de cobalt afin de satisfaire les demandes du marché. On peut escompter que l'extraction du cobalt au Congo belge variera suivant les fluctuations de la demande, avec une tendance à l'augmentation de la production de cobalt granulé.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo 1.869 t de cobalt granulé et 5.586 t d'alliage blanc.

### i) Concentrés de zinc crus et grillés.

La production de concentrés de zinc crus continue à se développer et a atteint le chiffre de 109.265 t en 1949, soit une augmentation de plus de 22.000 t par rapport à l'année 1948. Une partie de ces con-

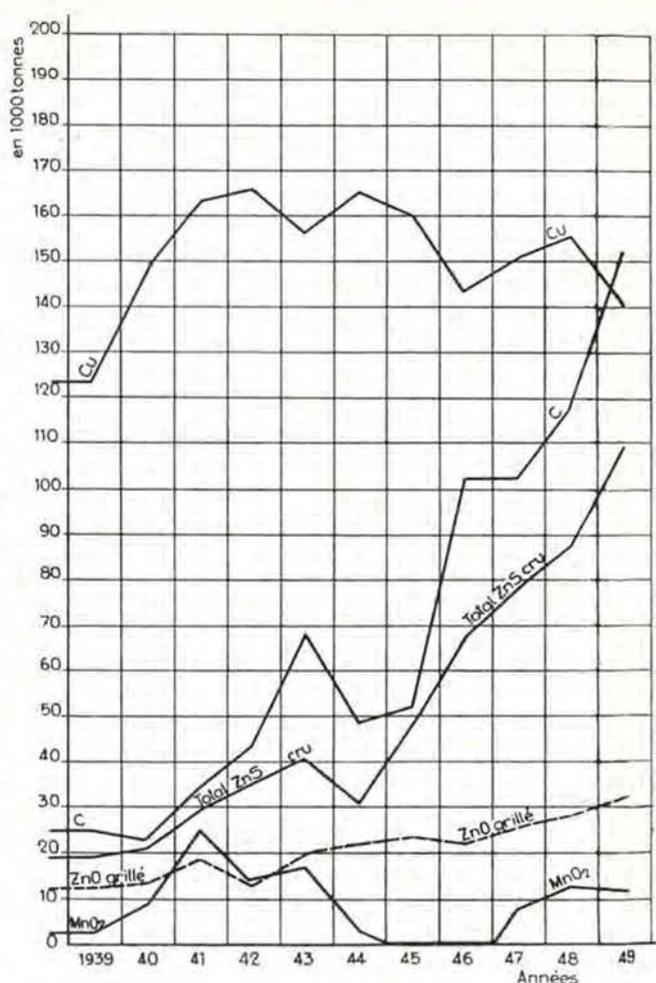


Fig. 2. — Production minière de 1939 à 1949 (zinc, cuivre, manganèse, charbon).

centrés de zinc crus a été traitée sur place et a donné 52.911 tonnes de concentrés grillés à 58 % de métal. Le métal contenu dans les minerais extraits s'élève à 55.420 t. D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo 55.645 t de minerai de zinc cru concentré et 56.729 t de zinc concentré grillé. La majorité de ces exportations a servi à approvisionner les usines belges de fabrication de zinc.

Il est à noter que c'est très probablement vers 1955 que commencera, dans les usines de Métalkat à Kolwezi, la fabrication du zinc électrolytique. A cet effet, les travaux de la centrale hydroélectrique de N'Zilo sont activement poussés et l'on est passé à la construction des fondations de la future usine.

### j) Cadmium.

La production de cadmium a atteint 24.655 kg en 1949, en augmentation sur 1948 et se rapprochant du maximum de 27 t atteint en 1942. Il est bon de rappeler que le cadmium est un produit de récupération, obtenu notamment par filtrage des fumées de l'usine de Lubumbashi. La mise au point de ces installations par filtres à sacs se poursuit. L'augmentation de la production de cadmium sera

fonction des résultats obtenus dans les installations de récupération.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté en 1949 un poids de 27.145 kg de cadmium.

#### k) Minerai de plomb.

La production de 1949 est encore en diminution par rapport à l'année 1948 et l'extraction a été complètement arrêtée dans le cours de l'année par suite de l'épuisement du gisement en exploitation dans le sud du Katanga. Cependant d'autres gisements qui paraissent importants ont été découverts et sont en voie d'étude.

#### l) Argent.

La production de l'année 1949 s'est élevée à 141,5 t, en augmentation de 23,5 t par rapport à 1948, tout en restant inférieure au maximum de

157 t atteint en 1946. Comme nous l'avons déjà signalé, l'argent actuellement extrait est un minerai accompagnateur dont la production est liée à celle du cuivre. Il existe d'autres sources de production d'argent qui ne sont pas encore en exploitation.

#### m) Minerai de manganèse.

La production du minerai de manganèse, qui provient des exploitations de la Sudkat, est inférieure de 500 t à la production de 1948. Dès 1951, le Congo belge deviendra un producteur plus important de manganèse grâce à la mise en exploitation du gisement situé dans le sud du Katanga et concédé à la Société Minière du Bécéka.

#### n) Bastnaesite.

Le marché s'améliorant, la production de bastnaesite dans l'Urundi a pu être développée et a atteint en 1949 près de 44 tonnes.

### V. — COURS DES METAUX EN 1949

Les cours des métaux se sont généralement maintenus pendant le premier trimestre 1949, alors que les cours des produits agricoles étaient déjà en baisse sur les principaux marchés mondiaux depuis le quatrième trimestre 1948. Cette tendance s'accroît au cours des premiers mois de l'année 1949 et gagna généralement le secteur des métaux non ferreux.

Examinons ci-dessous les cours des divers métaux non ferreux produits au Congo belge.

#### a) Or.

Le cours de l'or est resté fixé à \$ 35 l'oz. A ce cours, correspond un prix d'achat de F 49.145,— le kg, porté à F 56.065,— après la dévaluation de septembre 1949.

#### b) Cuivre.

Le cuivre subit une baisse de prix prononcée au cours du premier semestre 1949, lorsque la cotation à New-York descendit de 23,5 la lb à 16 ct la lb (soit F 22,58 le kg à F 15,37 le kg).

A la dévaluation de septembre 1949, le prix était remonté à 17,50 ct la lb (soit F 19,18 le kg) pour atteindre 18,50 ct en fin d'année (soit F 20,28 le kilo).

Ce dernier taux correspond à 1,76 fois celui d'août 1939 (10,50 ct la lb).

#### c) Etain.

L'étain s'est maintenu pendant les neuf premiers mois de l'année au cours élevé de 103 ct la lb (soit F 99,— le kg).

A la dévaluation, le cours a commencé à descendre pour atteindre 78 ct la lb fin décembre 1949 (soit F 85,50 le kg).

Ce dernier cours correspond à 1,60 fois le cours d'août 1939 (48,75 ct la lb).

#### d) Wolfram.

Le cours est descendu progressivement de 24,5 à \$ 25 l'unité d'acide tungstique par tonne courte, droits d'entrée à déduire, à \$ 18,50 — \$ 19 l'unité, fin de l'année 1949.

Cette diminution provient, d'une part, des fournitures de la Chine en wolfram, d'autre part, de la diminution sensible de la consommation des États-Unis d'Amérique.

En francs congolais, le prix de minerai à 65 % d'acide tungstique, droits de sortie déduits, est donc passé de F 58.572,— la tonne à F 45.686,— la tonne.

Il y a lieu de noter que la dévaluation de septembre 1949 atténuée partiellement les effets de la baisse.

#### e) Cobalt.

Le cobalt est passé fin mars 1949 de \$ 1,65 la lb à \$ 1,80, ce qui en francs congolais donne : F 158,— le kg pour le premier trimestre, F 173,— le kilo jusqu'à la dévaluation, enfin F 197,— le kg après la dévaluation.

#### f) Cadmium.

Le cadmium en baguettes s'est maintenu à \$ 2 la lb pendant toute l'année 1949.

Exprimée en francs par kg, cette valeur est de F 192,— avant la dévaluation et de F 219,— après la dévaluation.

#### g) Zinc.

Coté à 17 ct la lb (soit F 16,35 le kg) au début de l'année, le zinc est tombé à 9 ct au milieu de l'année (soit F 8,65 le kg). Après des oscillations entre 9 et 10 ct, le cours atteignait 9,75 ct la lb en fin d'année (soit F 10,70 le kg).

Ici encore, la dévaluation a légèrement amélioré les cours.

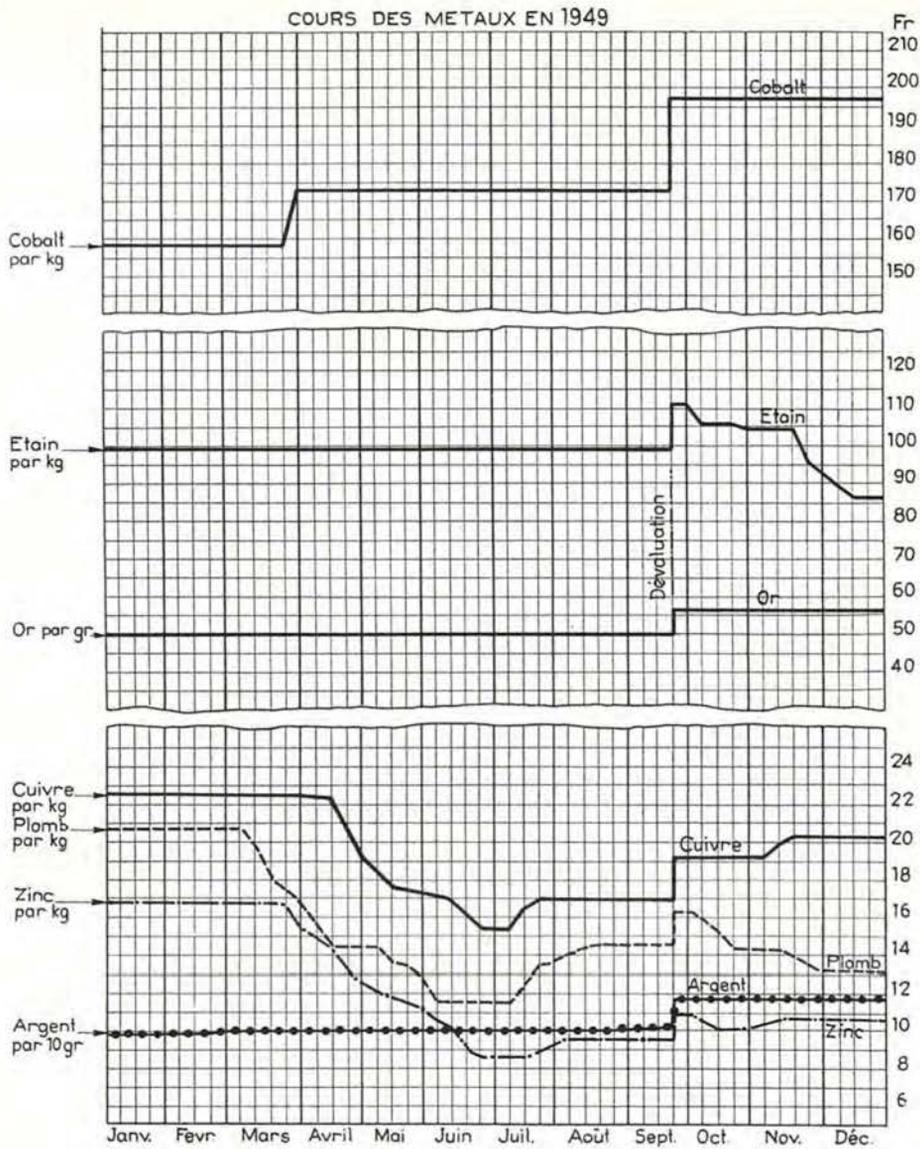


Fig. 3. — Cours des métaux en 1949.

En fin d'année, le cours, exprimé en cents, représente encore 2,05 fois le cours de 1939 (4,75 ct).

**h) Plomb.**

Le plomb, qui cotait 21,5 ct la lb au début de l'année (soit F 20,66 par kg), est descendu régulièrement pour atteindre au milieu de l'année le cours de 12 ct (soit F 11,53).

Remonté ensuite à 15 ct, le cours est redescendu à 12 ct en fin d'année (soit F 15,15, compte tenu de la dévaluation du franc congolais).

Ce cours de 12 ct représente encore 2,57 fois le cours d'août 1939 (5,05 ct).

**i) Argent.**

Le cours de l'argent est monté progressivement de 70 ct l'oz au début de l'année (soit F 0,98 le g) à 73,250 ct l'oz en fin d'année (soit F 1,17 le g compte tenu de la dévaluation).

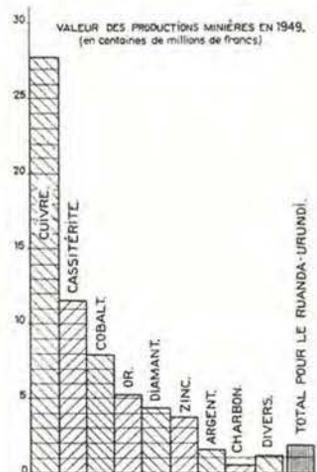


Fig. 4. — Valeur des productions minières en 1949 (en centaines de millions de francs).

## VI. — VALEUR DE LA PRODUCTION MINIERE

Les chiffres donnés dans les deux tableaux ci-dessous sont les valeurs de réalisation obtenues en multipliant le cours moyen des métaux et minerais pendant l'année 1949 par le poids de la production. Il est à remarquer que cette valeur de réalisation est différente de la valeur douanière pour les produits minéraux exportés, car la valeur douanière est égale à la valeur de réalisation moins les frais occasionnés par le transport, la manutention et l'assurance des produits depuis la frontière congolaise jusqu'au lieu d'utilisation. La différence entre ces deux valeurs est surtout sensible dans le cas de

produits représentant une faible valeur à la tonne, tels le minerai de manganèse et le minerai de zinc par exemple.

Pour un produit comme le charbon qui ne donne pas lieu à exportation, nous avons compté un prix moyen assez faible, vu le fait qu'il s'agit d'un charbon qui n'est pas de première qualité. Pour les diamants, nous avons dû prendre un cours fort approximatif, compte tenu du fait que le diamant de joaillerie extrait au Kasai est de dimension assez petite.

## 1. — Valeur de la production du Congo belge en 1949.

Produits	Unités	Poids	Teneurs moyennes (*) en %	Valeurs unitaires (*) en F	Valeurs totales (*) en F
Cadmium .....	tonnes	25	100	225.000	5.625.000
Houille .....	»	152.370	100	327	49.824.990
Cobalt alliage .....	»	6.387	38 C <sup>o</sup> 9 C <sup>o</sup>	73.883	471.890.721
» granulé .....	»	1.976	100	160.637	317.418.712
Cuivre .....	»	141.399	100	19.711	2.787.115.689
Diamants de joaillerie .....	carats	550.423	100	191	105.130.793
Diamants industriels .....	»	9.099.545	100	37	336.683.165
Or raffiné .....	kg	10.149	100	51.048	518.086.152
Fer .....	»	—	—	—	—
Plomb .....	tonnes	180	100	17.490	3.148.200
Manganèse (minerai) .....	»	12.247	50	2.256	27.629.232
Bismuth (minerai) .....	kg	765	70	140	107.100
Argent .....	»	141.500	100	1.072	151.688.000
Tantale-niobium (tantalite-columbite) .....	tonnes	113	55	31.636	3.638.140
Minerai mixte cassitérite-tantalocolumbite .....	»	872	10 % de Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> -Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> à 60 % de pentoxydes combinés et 90 % de SnO <sub>2</sub> à 37 % de Sn	66.363	57.868.536
Minerai de tungstène .....	»	132	50	50.892	6.717.744
Minerai mixte cassitérite-wolfram .....	»	67	minerai de wolfram à 72 % d'acide tungstique 91 % SnO <sub>2</sub>	68.481	4.588.227
Minerai d'étain .....	»	16.084	75	70.221	1.129.434.564
Étain des fonderies .....	»	3.299	100	déjà compris dans le minerai supplémentaire à ajouter 1950	6.435.050
Minerai de zinc .....	»	109.263	52	3.416	373.242.408
					6.356.360.423

(\*) Valeurs approximatives.

## 2. — Valeur de la production du Ruanda-Urundi en 1949.

Produits	Unités	Poids	Teneurs moyennes (*) en %	Valeurs unitaires (*) en F	Valeurs totales (*) en F
Bastnaesite .....	tonnes	44	—	56.512	2.477.728
Minerai d'étain .....	»	2.267	75	70.221	15.919.110
Minerai mixte cassitérite-tantalocolumbite .....	»	9	10 % de Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> -Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> à 60 % de pentoxydes combinés et 90 % de SnO <sub>2</sub> à 75 % de Sn	66.565	597.267
Minerai mixte cassitérite-wolfram .....	»	2	9 % de minerai de wolfram à 72 % d'acide tungstique	68.481	156.962
Minerai de tungstène .....	»	200	50	50.892	10.178.400
Or raffiné .....	kg	255	100	51.048	11.996.280
Tantale-niobium .....	tonnes	1	55	31.656	31.656
					184.609.280

(\*) Valeurs approximatives.

## 3. — Commentaires.

On voit à la lecture des tableaux et du diagramme qui en résulte que, malgré un recul tout à fait accidentel et momentané de la production du cuivre, celle-ci représente encore environ 44 % de la valeur totale de la production minière. Par ordre d'importance décroissante, viennent ensuite la cassitérite, le cobalt, l'or, le diamant, le zinc, l'argent, etc...

Par rapport à l'année 1948, la valeur de la production minière congolaise est en très légère diminution, tandis que la production minière du Ruanda-Urundi est en augmentation.

**Cuivre.**

Par rapport à l'année 1948, la valeur de la production diminue de plus de 700.000.000 de F.

Ce recul s'explique par la diminution de production (près de 10 %) et par le prix moyen de réalisation, qui a été de 19.711 F en 1949 contre 22.500 F en 1948.

**Cassitérite.**

Il y a une légère augmentation de la valeur de la cassitérite, due au fait que le prix moyen de la cassitérite en 1949 a été supérieur au prix moyen de la cassitérite en 1948.

**Autres produits miniers.**

En général, les productions ont augmenté sérieusement en 1949, ce qui explique que la chute de la valeur de production du cuivre a été compensée presque intégralement par l'augmentation de la valeur des autres produits extraits.

## VII. — SITUATION DES EXPLOITATIONS

## a) Exploitations aurifères du nord-est de la Colonie.

On a encore assisté, au cours de l'année 1949, à un développement des exploitations filoniennes. La production d'or filonien en 1949 est en augmentation de près de 1.350 kg sur la production correspondante de 1948. Par rapport à la production totale, le pourcentage de production d'or filonien

se situe à 55 % en 1949 contre 24,6 % en 1948. Cette évolution nécessite une consommation plus importante d'énergie et un développement des usines de broyage et de traitement du minerai. Pour y faire face, la société des mines d'or de Kilo-Moto va porter à sa capacité maximum sa centrale hydro-électrique de Budana et étudie le raccordement en haute tension des réseaux électriques de ses deux divisions de Kilo et de Watsa. D'autres sociétés

minières ne disposant pas d'énergie hydro-électrique développent de petites centrales thermiques, souvent sous forme de locomobiles chauffées au bois.

Beaucoup d'exploitations aurifères traitant les alluvions et les éluvions sont encore peu mécanisées. Dans la majorité des cas, l'extraction du stérile et du gravier se fait manuellement, à la pelle, avec transport à la brouette, là où le chargement direct ou l'évacuation par gouttières ne peuvent être pratiqués. Certaines sociétés cependant, disposant de moyens financiers suffisants, commencent à développer les opérations d'enlèvement du stérile et du gravier par l'utilisation de pelles ou de draglines. Dans le cas d'éluvions, l'abatage au monitor tend à se répandre et donne d'excellents résultats. Le transport mécanisé du gravier se développe également, la brouette étant remplacée par la courroie, le wagonnet ou la grosse benne à moteur Diesel et, dans des cas favorables, par l'éjecteur aspirant ou refoulant. Vu la facilité de récupération de l'or, le traitement du gravier se fait presque exclusivement au sluice. Afin de supprimer le transport du gravier, la société des mines d'or de Kilo-Moto a développé l'utilisation de laveries mobiles, dont les résultats sont forts encourageants.

Le développement de la mécanisation entraîne une sérieuse économie de main-d'œuvre aux endroits où on l'applique. D'une manière générale, lorsque les conditions de gisements sont favorables, que les sources d'énergie sont suffisantes et bon marché, que le matériel est bien approprié et bien entretenu et que la main-d'œuvre tant européenne qu'indigène est bien formée à la conduite et à l'entretien de ce matériel, on peut dire que la mécanisation s'avère économique. Ce fait est très encourageant, car il faut s'attendre dans l'avenir à un renchérissement de la main-d'œuvre indigène dont le standard de vie s'améliore progressivement et, par conséquent, à une aggravation du prix de revient dans les exploitations restées au stade manuel. On ne saurait assez insister sur le fait que, pour réussir l'introduction de la mécanisation dans de nombreux secteurs de l'économie congolaise, il est nécessaire d'assurer la standardisation du matériel, l'approvisionnement suffisant en pièces de rechanges, l'équipement d'ateliers spécialisés et la formation adéquate du personnel qualifié d'entretien et d'opération, tant indigène qu'europpéen.

Pour l'exploitation des gîtes primaires, l'emploi de petites sondeuses à couronnes diamantées se développe et donne des résultats très satisfaisants.

#### b) Exploitations stannifères du Maniéma et du Ruanda-Urundi.

Ces exploitations stannifères se font encore en majeure partie dans des gisements détritiques alluvionnaires ou éluvionnaires. Les exploitations en gîtes primaires commencent cependant à se développer tant au Ruanda-Urundi qu'au Maniéma-Kivu. On peut affirmer qu'au fur et à mesure de l'enlèvement des éluvions, les gîtes primaires se découvriront progressivement et certains mériteront d'être mis en valeur.

Beaucoup d'exploitations stannifères traitant les alluvions et les éluvions sont encore peu mécanisées. Dans la grande majorité des cas, l'extraction du stérile et du gravier se fait encore manuellement, à la pelle, avec transport à la brouette, là où le chargement direct ou l'enlèvement par gouttières ne peuvent être pratiqués. Certaines sociétés, et tout particulièrement la Symétain au Maniéma, sont entrées résolument dans la voie de la mécanisation. L'utilisation des pelles mécaniques à moteur électrique ou Diesel, pour l'enlèvement du stérile, prend une certaine extension. Dans les chantiers alluvionnaires, les courroies, les pompes à gravier et les éjecteurs refoulants ont fait leur apparition pour remplacer le transport à la brouette. Dans les alluvions, l'abatage par monitor et le transport hydraulique donnent de très bons rendements. Un grand obstacle à l'extension de la mécanisation dans les régions de l'est est le manque de centrales hydro-électriques, malgré la présence d'un site privilégié sur le Ruzizi. Il s'avère hautement souhaitable, pour le développement de ces régions, que tout ou partie de l'énergie potentielle des eaux de ce fleuve soit captée le plus rapidement possible.

Le traitement du gravier stannifère se fait encore presque exclusivement au sluice; quelques laveries fixes ont cependant fait leur apparition. La récupération de la cassitérite n'est pas aussi aisée que celle de l'or libre, la densité de la cassitérite étant beaucoup plus faible que celle de l'or. Aussi, afin de diminuer les pertes, voit-on se multiplier les sluices à courants-porteurs. La société Symétain développe en série sur ses sluices l'emploi des jigs et des pulsators. L'utilisation de la table à secousses du système Deslter ou Willey se rencontre assez fréquemment, en fin d'installation, pour la récupération de la fine cassitérite et cette amélioration s'avère en général très rémunératrice. Dans les régions pauvres en eau, l'utilisation des pans rotatifs et des pans américains commence à se répandre.

#### c) Exploitations stannifères de Manono-Kitoto (Géomines).

Tout en continuant l'exploitation de ses éluvions et des roches altérées par des moyens mécaniques puissants, la Géomines s'est attaquée résolument au problème de l'exploitation des roches dures. Un gros chantier d'essai est en voie d'équipement et il est à prévoir que la méthode sera mise au point au cours de l'année 1950.

L'abatage des roches dures se fera par tirs en masse avec fourneaux de grande profondeur et de grand diamètre à forte charge. Le creusement de ces fourneaux se fera à la sondeuse à trépan. Le broyage de la pegmatite dure jusqu'à l'obtention de grains de 2 millimètres se fera en quatre phases, le concasseur primaire étant situé dans le fond de la carrière. La récupération de la cassitérite dans des laveries fixes se fera par l'intermédiaire de jigs avec finissage à la table à secousses.

Dès l'achèvement de la mise au point de la première installation, la Géomines pourra multiplier

le nombre d'installations semblables et augmenter fortement sa production.

Une usine de fabrication d'explosifs chloratés va être installée à Manono, en collaboration avec Afridex.

Le supplément d'énergie requis par le fonctionnement des nouvelles installations sera assuré par l'augmentation de puissance de la centrale hydro-électrique de Piana.

#### d) Exploitations stannifères de Mitwaba.

Il y a peu de modifications à signaler dans les exploitations de la Sermikat. Le concessionnaire étudie actuellement la mise en valeur de gisements éluvionnaires assez importants, contenant une forte proportion de fine cassitérite. Pour se procurer l'énergie nécessaire à ses travaux d'exploitation, il s'est arrêté à une solution fort originale qui consiste à produire de la force motrice en utilisant la chaleur d'une source thermale située à proximité. Le principe est de faire évaporer sous vide une partie de cette eau chaude et d'utiliser la vapeur ainsi produite dans une turbine à basse pression. Le débit de la source, fort régulier, est de 40 litres par seconde. La température de l'eau au griffon de la source est de 91° C. L'installation pourra développer une puissance moyenne de 220 kW, disponible aux bornes de l'alternateur; mais elle sera construite pour produire en pointe 275 kW. La commande a été passée à la firme Bellis et Morcolm de Birmingham, qui garantit la mise en marche de l'installation pour les premiers mois de 1952.

Comme il existe assez bien de sources thermales dans les régions est de la Colonie, les centrales géothermiques y présentent un certain intérêt.

#### e) Groupe du cuivre.

L'Union Minière du Haut-Katanga, qui est le principal concessionnaire, poursuit activement le développement de ses installations et de sa production.

Fin 1949, la construction de la centrale de Koni était terminée et la première turbine a commencé à fonctionner en janvier 1950. Les travaux de construction de la centrale de N'Zilo sont activement poussés.

La capacité de production de l'usine d'électrolyse de Jadotville-Panda, qui fabrique du cuivre et du cobalt électrolytiques, va être augmentée. Le déve-

loppement de la capacité de traitement des concentrateurs de Kolwezi et de Kipushi a été poursuivi. A Ruwe, une première section d'une laverie de grande capacité a été mise en fonctionnement en janvier 1950. A la mine de Kambove, deux puits sont en fonçage pour l'exploitation du gisement en profondeur. Dans le courant de la prochaine décade, l'Union Minière va mettre au point le traitement du minerai de cuivre au four électrique.

#### f) Charbonnage de la Luena.

Aucun changement notable n'est à signaler au sujet de l'exploitation du gisement de la cuvette de la Luena.

On prépare actuellement la mise en exploitation de la cuvette de Kisulu, située un peu au nord de la Luena et qui ne comporte qu'une couche de 2 m 50 d'épaisseur sous 10 m de stérile. L'exploitation sera fortement mécanisée et se réalisera en carrière. Comme il n'y a qu'une seule couche à exploiter, le stérile de découverte pourra être rejeté sur le bed-rock mis à nu après enlèvement du charbon. Le travail débutera par le creusement d'une grande tranchée en travers de la cuvette, de 800 m de long et 50 m de large. Le stérile sera enlevé par une grande excavatrice travaillant en dragline et évacué, puis les 2 m 50 de schistes noirs surmontant la couche seront enlevés par une pelle électrique et évacués par bennes Diesel, enfin le charbon sera pris par une autre pelle et transporté par benne jusqu'au triage. Les tranchées suivantes seront creusées de la même façon, l'excavatrice cependant rejetant le stérile au bed-rock précédemment mis à nu, grâce à la longueur de sa flèche qui atteint 28 m. De cette manière, les transports seront réduits au strict minimum.

#### g) Exploitations diamantifères du Kasai.

Aucun changement n'est à signaler au sujet des exploitations du secteur de Tshikapa.

Dans le secteur de Bakwanga, la mécanisation des travaux est activement poussée. L'enlèvement du stérile est assuré, soit par turnapull et turnadozer, soit par dragline. Les pelles sont utilisées pour l'extraction du gravier. Le transport du gravier depuis le chantier jusqu'aux laveries est de plus en plus assuré par de grosses bennes. Pour le traitement du gravier, une laverie par sink and float est à l'étude. La prospection par sondages du gisement primaire est en cours.

## CHAPITRE II.

### USINES DE TRAITEMENT

#### A. — OR

Les mines de Moto comptent sept usines de traitement. Les deux plus importantes de ces usines et une de moindre importance sont alimentées en énergie par les centrales hydro-électriques de Nzoro. Des centrales thermiques à base d'engins Diesel

alimentent les quatre autres usines de moindre importance.

Le matériel d'équipement de toutes ces usines a été augmenté et amélioré.

Une ligne de transport de courant à haute tension entre Kilo et Moto est envisagée et assurerait une plus grande régularité de marche des usines de traitement.

Les usines de Kilo comptent sept usines alimentées par trois centrales hydro-électriques établies sur la rivière Shari.

Les usines de broyage et de traitement de la Société Minière de la Tele et de la Société Minière de l'Aruwimi-Ituri sont au nombre de quatre. La plus importante est alimentée en énergie par une centrale thermique à base de locomobiles.

les trois autres usines sont actionnées à partir de locomobiles ou de chaudières.

A l'usine de broyage et de traitement de la société Mincobel, l'énergie nécessaire est fournie directement par locomobiles ou bien par centrale thermique à base de locomobiles. Les transformations prévues sont en cours.

L'usine de broyage et de traitement de la M.G.L. Sud est alimentée en énergie par une centrale hydro-électrique. Cette usine a produit environ le quart de la production aurifère totale de la M.G.L.

L'usine de broyage et de traitement de la Cobelmin, secteur de la Namoya, est actionnée directement par locomobiles. Il s'agit d'une usine pilote.

## B. — CASSITERITE

Les petites usines de broyage pour le traitement du minerai dur, provenant de certaines exploitations filoniennes ou éluvionnaires, sont en voie d'établir leur source d'énergie à partir de centrales hydro-électriques et de supprimer les locomobiles utilisées jusqu'à présent.

Lorsque la cassitérite est accompagnée de minerais mixtes, la séparation en est souvent obtenue au séparateur électro-magnétique.

La Société Somuki a procédé à l'installation d'une petite usine actionnée par des engins Diesel.

De même la M.G.L. Sud, à Nzombe, a installé une usine actionnée par un groupe électrogène mû au Diesel, pour le broyage et le traitement de minerais stannifères.

Mais le fait le plus saillant de l'année 1949 est la mise en place par la société Géomines de la très importante usine de broyage et de traitement des pegmatites dures à Manono.

Il existe, en plus de la fonderie d'étain de Géomines à Manono, une fonderie de la Sermikat à Lubudi, mais qui ne traite plus actuellement des minerais d'étain.

## C. — GROUPE DU CUIVRE (Cuivre - cobalt - zinc - argent - cadmium.)

### 1) Concentration du minerai.

#### a) Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères à Jadotville-Panda.

Le concentrateur comporte trois sections: broyage, concentration par gravité, concentration par flottation.

L'usine produit aussi des concentrés par gravité d'une teneur de 25 à 30 % et des concentrés flottés de 25 à 25 % de cuivre.

#### b) Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères et cupro-cobaltifères à Kolwezi.

Les minerais cuprifères sortent sous forme de concentrés à 28,5 % de cuivre. Les minerais cupro-cobaltifères sortent sous forme de concentrés à 8,1 % de cobalt et 12,5 % de cuivre. L'augmentation de la capacité de ce concentrateur s'est poursuivie.

#### c) Usine de concentration de la mine Prince Léopold à Kipushi.

Le procédé appliqué est la concentration par flottation. On y produit des concentrés de cuivre à 27,9 % de cuivre et des concentrés de zinc à 52,1 % de zinc par concentration différentielle des minerais mixtes cuivre-zinc.

On y réalise aussi de la concentration simple qui donne des concentrés de cuivre à 23,8 % de cuivre et des concentrés de zinc à 48 % de zinc.

L'augmentation de la capacité de concentration s'est poursuivie.

d) Il faut encore citer la construction de la laverie de Ruwe qui produira des concentrés de cuivre par simple gravité.

### 2) Métallurgie.

Les concentrés de minerai de cuivre fournis par les usines dont il est question ci-dessus sont traités dans les usines suivantes :

#### a) Usine de convertissage d'Elisabethville-Lubumbashi.

Les concentrés et les minerais à haute teneur de la mine Prince Léopold à Kipushi sont additionnés de minerais oxydés afin que l'ensemble ait une teneur déterminée en soufre.

L'ensemble après broyage, dosage et mélange intime est aggloméré et grillé sur des appareils Dwight Lhoyd. Une bonne partie du soufre est ainsi éliminée par combustion et le produit passé ensuite aux fours Water-Jackets.

La matte produite qui titre 62 à 64 % de cuivre est conduite par un chenal vers le four d'attente, puis est traitée au convertisseur.

Le produit sortant du convertisseur est un cuivre Blister à 98,5-99 % de cuivre. Un four rotatif de coulée reçoit le cuivre du convertisseur à l'aide

de poche. Le lingotage se fait par une machine de coulée rectiligne.

Le produit final obtenu à l'usine de Lubumbashi, dénommée U.M.P.C., doit encore subir un raffinage à l'usine belge d'Oolen, où l'on récupère l'or et l'argent restant contenus dans le cuivre.

La capacité par jour et à plein régime de l'usine est de 500 tonnes de cuivre U.M.P.C.

La capacité de l'usine pourra être augmentée par suite de l'installation d'une nouvelle machine d'agglomération et de grillage des minerais et d'une seconde soufflante pour l'usine de convertissage, qui entreront en fonction en 1950.

b) *Les minerais de cuivre oxydés concentrés à Jadotville-Panda et à Kolwezi sont traités à l'usine de lixiviation et d'électrolyse de Jadotville-Shituru.*

Les plaques de cuivre ou cathodes, formées par le cuivre qui se dépose au départ de la solution, sont raffinées sur place dans une installation comprenant trois fours réverbères électriques, équipés chacun d'une roue de coulée du type Welker, qui délivrent finalement le cuivre sous forme de Wire-bar ou d'Ingot-bar dont la teneur dépasse 99,95 % de cuivre.

Des fours électriques à cobalt au nombre de six à Jadotville-Panda traitent les minerais de cobalt les plus riches. Il s'agit surtout du minerai cobaltifère gros et des concentrés riches préalablement agglomérés. Par fusion réductrice de la charge, on libère à l'état métallique le cobalt, le cuivre et le fer contenus dans les matières traitées. Par différence de densité, les métaux à l'état liquide se séparent en deux couches : l'alliage rouge, riche en cuivre et pauvre en cobalt, qui est traité par la suite aux usines de Lubumbashi; l'alliage blanc, riche en cobalt, 40 % environ, et en fer, mais contenant environ 15 % de cuivre, qui est expédié

aux usines d'Oolen ou aux U.S.A. pour y être raffiné.

L'usine d'électrolyse du cobalt est une annexe de l'usine d'électrolyse du cuivre de Shituru. Elle est alimentée par les rejets de l'usine d'électrolyse du cuivre.

Les cathodes de cobalt sont fondues et raffinées au four électrique. Les coulées du four sont refroidies par eau et donnent le cobalt granulé qui est un produit marchand.

L'utilisation d'alliages de cobalt dans l'industrie des moteurs à réaction pourrait constituer pour ce métal un débouché dont l'importance ira en croissant.

Les minerais de zinc riches provenant du concentrateur de Kipushi sont grillés en partie à l'usine à acide sulfurique de la Sogechim. Les concentrés de zinc crus non traités et les concentrés grillés sont exportés presque exclusivement vers la Belgique. Dans un avenir plus ou moins proche, ils seront traités dans l'usine d'électrolyse que le Métalkat construit à Kolwezi.

Le cadmium se trouve associé aux blendes extraites à la mine Prince Léopold. Une partie de ce cadmium est récupérée par filtrage des gaz de grillage et de Water-Jackets à l'usine de Lubumbashi et à l'installation de grillage de la Sogechim. La lixiviation des poussières cadmifères donne une solution de sulfate de cadmium qui, mise en présence de zinc, abandonne son cadmium sous forme d'un dépôt spongieux. La distillation de celui-ci, suivie d'une fusion à l'abri de l'air, donne un produit marchand (baguette ou grenaille) d'une grande pureté.

Des installations de dépoussiérage complémentaires à celles qui existaient déjà ont été montées pendant l'année. Elles ont été mises en marche depuis lors et permettent de récupérer des quantités supplémentaires de cadmium et de plomb.

#### D. — LE CHARBONNAGE DE LA LUENA

Ce charbonnage dispose d'une installation de triage-lavoir. Après criblage, les + 50 sont épurés à la main sur deux transporteurs et les - 50 sont envoyés au lavoir par une courroie transporteuse

Au lavoir, le charbon est classé en 5-10 et 10-50. Chacune de ces catégories est traitée par rhéolaveur. Les rhéolaveurs sont à niveau plein pour les fines, à chute libre pour les gros.

#### E. — EXPLOITATIONS DIAMANTIFÈRES DU KASAI

Les concentrés produits dans les laveries mobiles à pans rotatifs du secteur de Tshikapa sont traités à la Centrale de Tshikapa, d'où sort le diamant brut.

Les concentrés produits dans les laveries fixes à pans rotatifs du secteur de Bakwanga sont traités à la Centrale de triage de Bakwanga, d'où sort le diamant brut.

Plusieurs méthodes sont à l'étude pour permettre une meilleure récupération du diamant industriel extrait à Bakwanga, notamment :

- 1) Le traitement des concentrés avant leur passage sur les tables à graisse;
- 2) L'application d'une charge électrostatique aux concentrés;
- 3) Enfin le procédé de « Sink and Float ».

## CHAPITRE III.

**CARRIERES**

L'étude et l'inspection des carrières, qui avaient débuté en 1949, ont été poursuivies par le Service des Mines, surtout dans la Province de Léopoldville où les nécessités en matériaux de carrière se sont considérablement accrues.

L'organisation et la mécanisation conseillées aux

carriers sont en voie de décupler les productions sans augmentation appréciable de main-d'œuvre.

Le prix de revient et le prix de vente se rapprochent fortement de ceux atteints et pratiqués en Belgique.

## CHAPITRE IV.

**MAIN-D'ŒUVRE**

## I. — SITUATION

Les effectifs européens et indigènes, employés au 31 décembre 1948 dans les exploitations minières

du Congo belge et du Ruanda-Urundi, se répartissent comme suit :

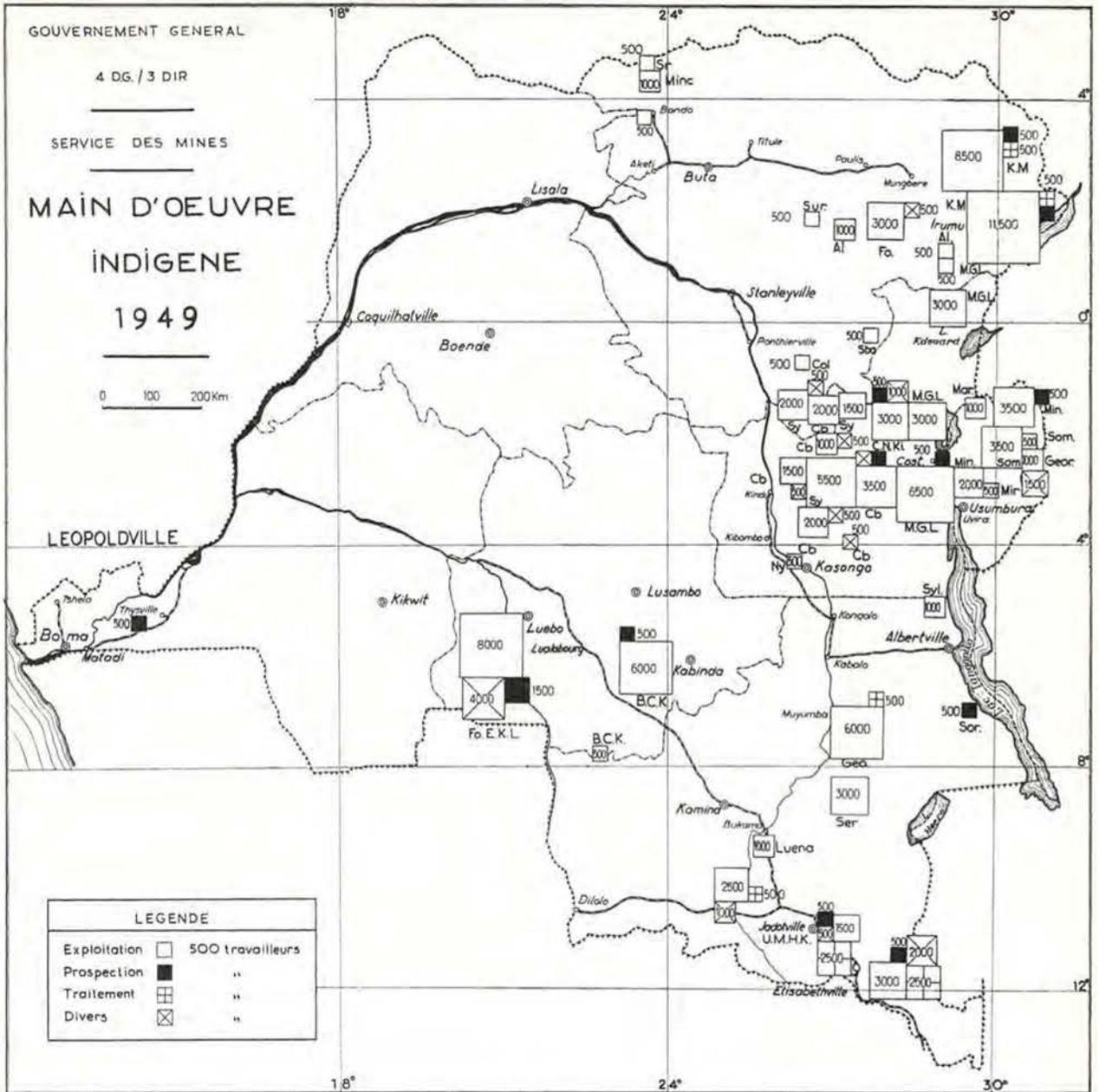
Provinces	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville .....	10	447
Kasaï .....	215	20.077
Katanga .....	1.635	29.275
Kivu .....	557	57.977
Province Orientale .....	299	56.407
<b>Total :</b>		
Congo belge .....	2.514	124.185
Ruanda-Urundi .....	129	15.259
<b>Total Congo belge et Ruanda-Urundi ...</b>	<b>2.643</b>	<b>159.442</b>

La comparaison avec les effectifs employés au 31 décembre 1948 montre les différences suivantes :

a) Dans la province du **Kasaï**, la M.O.E. est stationnaire, tandis que la M.O.I. est en diminution de près de 500 unités. Ce résultat a été obtenu malgré une augmentation de près de 4 millions de carats de la production de diamants du Libulash (en majeure partie diamants industriels). Il traduit donc une sérieuse augmentation de la productivité de la M.O.I., résultant de la rationalisation du secteur de Tshikapa et de la mécanisation du secteur de Bakwanga. Entre le 31 décembre 1947 et le 31 décembre 1949, la diminution de la main-d'œuvre indigène occupée dans les mines du Kasaï se chiffre à 1.742 unités, malgré une augmentation très importante de la production de diamants industriels. Ce fait est dû, en bonne partie, aux effets de la mission Gombert qui a travaillé pendant près de deux ans dans le secteur de Tshikapa. Cette mission, qui s'est attelée avec ses ingénieurs spécialistes à l'étude de la rationalisation de l'organisation du travail, est parvenue avec l'aide

du personnel de la Forminière à faire réaliser une économie de main-d'œuvre indigène de l'ordre de 20 %. Dans la période actuelle de développement économique très rapide du Congo, au moment où ce développement risque d'être freiné par la pénurie de travailleurs indigènes, il est éminemment souhaitable de voir de semblables économies de main-d'œuvre se réaliser dans les secteurs occupant un certain nombre de travailleurs.

b) Dans la province du **Katanga**, la M.O.E. est en diminution de 44 unités et la M.O.I. en diminution de 5.598. La diminution de la M.O.I. est due principalement au fait que nous n'avons plus compté, comme travailleurs de mines, les travailleurs occupés par les entrepreneurs de l'U.M.H.-K. à des travaux de construction de centrales, usines, etc.... Dans les grosses entreprises minières du Katanga, il ne faut plus s'attendre à une notable amélioration de la productivité de la main-d'œuvre, vu le stade avancé déjà atteint dans l'organisation du travail et la mécanisation des chantiers.



**Gouvernement Général du Congo belge.**

**REPARTITION DE LA MAIN-D'ŒUVRE INDIGENE DANS LES EXPLOITATIONS MINIERES ET LES PROSPECTIONS EN 1948.**

c) Dans la province du **Kivu**, il y a une augmentation de 5 unités dans la M.O.E. et une augmentation de 457 unités dans la M.O.I. On peut en conclure que le rendement de la M.O.I. ne varie guère et ce fait est dû à ce que la mécanisation en cours dans l'une ou l'autre société n'a pas encore marqué ses effets, d'importants travaux de premier établissement n'étant pas encore terminés.

d) Dans la **Province Orientale**, il y a une diminution de la M.O.E. de 20 unités et une diminution de la M.O.I. de 2.003 unités. Comme la production d'or est en augmentation, ce fait traduit une

augmentation de la productivité de la M.O.I. due au développement des exploitations filoniennes et à la mécanisation en cours à la société des Mines d'or de Kilo-Moto.

e) Dans le **Ruanda-Urundi**, il y a augmentation de la M.O.E. de 5 unités et augmentation de la M.O.I. de près de 700 unités. Vu l'augmentation de la production de la cassitérite, et compte tenu du fait que l'augmentation de la M.O.I. se marque uniquement dans les services divers, on peut conclure à une augmentation de la productivité de la

main-d'œuvre indigène résultant de la mécanisation en cours dans les sociétés importantes.

f) Pour l'ensemble du Congo belge et du Ruanda-Urundi, le total des effectifs employés au 31 décembre 1949 marque, par rapport aux effectifs recensés au 31 décembre 1948, une diminution de la M.O.E. de 49 unités et une diminution de la M.O.I. de 6.870 unités, compte tenu du fait que nous n'avons plus repris les travailleurs indigènes occupés par les entrepreneurs de l'U.M.H.-K. Si nous examinons le tableau de la répartition de la main-d'œuvre à l'exploitation, aux usines de traitement, à la prospection et aux services divers, nous constatons qu'il y a une diminution de 4 % de la M.O.I. occupée aux chantiers d'exploitation et une

augmentation de la M.O.I. occupée dans les usines de traitement, les travaux de prospection et les usines diverses. Comme en 1949, la production, à part celle du cuivre, est généralement en augmentation par rapport à celle de 1948, on peut en déduire qu'il y a augmentation de la productivité sur les chantiers d'exploitation par suite de la rationalisation et du développement de la mécanisation; que le développement des exploitations en roches dures explique l'augmentation de la main-d'œuvre employée aux usines et qu'enfin l'augmentation de la M.O.I. dans les services divers se justifie par les travaux de premier établissement qui se sont amplifiés dans certaines sociétés.

### Répartition de la main-d'œuvre.

Provinces	Exploitation		Usines trait.		Prospection		Services divers	
	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville .....	—	—	—	—	10	447	—	—
Kasaï .....	110	14.201	—	—	26	1.964	79	3.012
Katanga .....	614	18.889	533	5.400	70	1.452	416	3.534
Kivu .....	235	32.586	5	219	50	2.484	67	2.888
Province Orientale ..	217	31.970	21	1.700	42	2.226	19	511
Total :								
Congo belge .....	1.176	97.446	559	7.319	198	8.573	581	10.845
Ruanda-Urundi ...	94	12.837	—	—	17	822	18	1.600
Total Congo belge et Ruanda-Urundi .....	1.270	110.283	559	7.319	215	9.395	599	12.445

## II. — PRODUCTIVITE DE LA MAIN-D'ŒUVRE

Dans le tableau ci-dessous, il a été calculé les rendements moyens en poids et valeur de la main-d'œuvre employée dans les mines. Ces rendements ont été obtenus en divisant, soit le poids de la production, soit sa valeur établie en partant des cours mondiaux, par les chiffres de l'effectif total occupé au 31 décembre 1949. Ces chiffres n'ont pas une valeur absolue, car il aurait fallu prendre comme diviseur l'effectif total moyen au travail pendant toute l'année 1949. Cependant, les résultats ainsi calculés permettent de se faire une idée suffisamment exacte de la productivité de la main-d'œuvre dans les différentes industries minières du Congo et du Ruanda-Urundi, groupées suivant les substances produites.

Dans le total de la main-d'œuvre, on n'a pas repris celle des sociétés qui ne font que des travaux de prospection (par exemple Rémina).

L'étude des données du tableau et leur comparaison avec les chiffres correspondants de 1948 amènent aux conclusions suivantes :

a) Par rapport à 1948, la productivité de la M.O.I. et de la M.O.E. est en progrès dans les exploitations minières du Congo, sauf pour les exploitations de cassitérite.

L'explication des causes de l'augmentation de la productivité a déjà été donnée précédemment. La diminution de productivité constatée dans les exploitations de cassitérite s'explique par le fait que les

deux principaux producteurs du Congo en cette substance sont engagés dans les grands travaux de premier établissement qui ont requis assez bien de main-d'œuvre, tandis que la sécheresse de l'année 1949 a contrarié la production dans certaines régions.

Au Ruanda-Urundi, par contre, la productivité de la M.O.I. est en diminution pour l'or, mais en légère augmentation pour la cassitérite. On commence à sentir les effets d'un certain développement de la mécanisation dans quelques sociétés importantes productrices de minerai d'étain. La distribution d'énergie hydro-électrique à bon marché dans le Ruanda permettrait un accroissement important de la production et rendrait possible la mise en valeur de réserves à basse teneur.

b) Au Congo belge, c'est la M.O.I. employée dans les exploitations de diamants de joaillerie du secteur de Tshikapa, qui produit la valeur la moins élevée. Ce fait est dû à ce qu'il s'agit de gisements dispersés et encore peu mécanisés. Par rapport à 1948, il y a cependant une augmentation du rendement en carats par homme et par année.

Vient ensuite la M.O.I. employée dans les exploitations alluvionnaires aurifères. Par rapport à l'année 1948, il y a une augmentation de 10 % du rendement en poids et une augmentation de plus de 15 % du rendement en valeur. La mécanisation en cours dans certaines sociétés fait déjà sentir ses effets.

Viennent ensuite la M.O.I., employée dans les exploitations aurifères filoniennes, et la M.O.I. occupée dans les exploitations de cassitérite. La mécanisation en cours dans ces deux secteurs améliorera encore la situation au cours des années à venir. La productivité de la M.O.I. occupée dans les exploitations de diamants industriels est en très grand progrès par rapport à celle de l'année 1948. L'augmentation de la production et la mécanisation

en cours expliquent cette amélioration.

Enfin le rendement de la M.O.I. occupée au charbonnage de la Luena a atteint 125 t par homme et par année, tandis que les résultats obtenus à l'Union Minière du Haut-Katanga sont tout à fait remarquables. La rationalisation des travaux, la mécanisation des opérations et la formation professionnelle de la main-d'œuvre ont permis cette réussite étonnante.

### Congo belge.

Substances extraites	Main-d'œuvre		Rendement annuel			
	M.O.E. totale	M.O.I. totale	M.O.E.		M.O.I.	
			kg	Valeur de réalisation F	kg	Valeur de réalisation F
Or alluvionnaire .....	292	33.701	22,5	1.138.370	0,193	9.852
Or filonien .....	89	7.554	40,8	2.082.758	0,481	24.554
Cassitérite et cassitérite mixte .....	446	43.124	38.168	2.672.400	395	27.639
Charbon .....	19	1.217	8.019 T	2.622.213	125 T	40.875
Diamants industriels ..	116	8.770	78.444 C	2.902.428	1.038 C	38.406
Diamants joaillerie ...	96	11.010	5.754 C	1.095.194	50 C	9.550
Concentrés zinc, cobalt, plomb, manganèse, cuivre .....	1.423	17.418	191.067	2.907.770	15.610	237.556
Pour tout le Congo ...	2.481	122.794		2.562.015		51.764

### Ruanda-Urundi.

Or alluvionnaire .....	20	2.273	11,75	599.814	0,103	5.258
Cassitérite et cassitérite mixte .....	103	11.708	22.126	1.552.988	195	13.662
Bastnaesite .....	5	170	14.458	814.159	258	10.192
Minerais associés, wolfram, Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> -Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ..	5	1.108	66.985	3.409.000	181	9.211
Pour tout le Ruanda-Urundi .....	129	15.259		1.431.080		12.098

### III. — RECAPITULATION

Le tableau suivant donne le relevé de la main-d'œuvre employée dans les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi à partir de l'année 1938.

Léopoldville, le 8 juin 1950.

Le Directeur-Chef de Service,  
A. VAES.

Année	M.O.E.	M.O.I.
1938	2.261	149.961
1939	2.525	151.466
1940	2.293	163.897
1941	2.346	181.302
1942	2.374	192.861
1943	1.919	170.884
1944	1.980	159.598
1945	2.457	164.557
1946	2.152	138.906
1947	2.481	134.007
1948	2.692	146.312
1949	2.643	139.442

## Bibliographie

### Glückauf. — Numéro spécial.

A l'occasion de la Conférence internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation, qui se tiendra à Liège du 24 au 28 avril 1951, la revue « Glückauf » publie un numéro spécial qui sera le fascicule 15/16 en avril 1951.

Ce numéro spécial sera consacré à l'objet de la Conférence de Liège et intitulé : « Gebirgsdruck in Abbauräumen und Abbaustrecken ». (Les pressions de terrains aux abords de la taille et dans les voies d'exploitation).

### Statistische Uebersichten über die Kohlenwirtschaft Deutschlands und des Auslandes 1949.

(Zusammengestellt und herausgegeben von der Deutschen Kohlenbergbau-Leitung, Essen-Verlag Glückauf, G.m.b.H. Essen).

Renouant avec une tradition d'avant-guerre, cette publication de la D.K.B.L. donne les statistiques de production de charbon des différents pays du monde, prises aux sources officielles, pour les années 1935 à 1948, ainsi que pour certaines années de référence entre 1900 et 1935.

Pour chaque pays sont citées, outre la production, les quantités importées et exportées.

Pour les principaux pays producteurs, les chiffres sont détaillés suivant les différents bassins houillers, la nature du charbon extrait et son utilisation. On trouvera aussi les statistiques concernant le personnel occupé, les rendements et salaires et le prix du charbon dans ces pays.

Les données sont particulièrement détaillées en ce qui concerne l'Allemagne occidentale et s'étendent, dans ce cas, jusqu'à l'année 1949.

Un soin particulier a été apporté à éviter toute confusion résultant des modifications de frontières et à rendre possibles les comparaisons avec les périodes d'avant-guerre.

Les statistiques couvrent les pays d'outre-mer et ceux d'Europe orientale. Les chiffres les plus récents concernant ceux-ci reposent en partie sur des estimations.

### Jahrbuch des Deutschen Bergbaus 1950.

Cet annuaire contient tous les renseignements désirables, non seulement sur l'industrie charbonnière, mais aussi sur les autres industries extractives (lignite, pétrole et gaz naturel, sel gemme et minerais métalliques) du territoire de la République fédérale d'Allemagne occidentale.

Une introduction de 80 pages décrit brièvement les différents bassins miniers et donne des statistiques détaillées. Les chiffres de l'année 1949 sont complets : ils

sont cités avec ceux de 1948 et d'avant-guerre, en tenant compte des changements résultant des modifications de frontières. Quelques cartes auraient pu rendre ces pages encore plus parlantes pour le lecteur étranger.

L'annuaire donne, pour tous les sièges d'exploitation groupés par bassin : les noms des directeurs et chefs de travaux, le nombre et la profondeur des puits, l'étendue des concessions, la nature et la qualité du charbon ou des minerais extraits, l'allure du gisement, les chiffres de production et le personnel occupé pendant les années 1948, 1949, etc...

Il indique également les différents organes administratifs ou commerciaux de l'industrie minière, les associations professionnelles, écoles et centres d'études, les principales organisations de distribution de gaz et d'électricité et les principaux constructeurs de matériel minier. Un double registre alphabétique groupe 3.500 noms de firmes ou de personnes, rendant très pratique l'usage de cette belle édition qui constitue un guide indispensable pour quiconque doit prendre contact avec l'industrie minière allemande.

### Appareils de sauvetage à l'air liquide

par G. L. BROWN, Ass. H. W. C. (Iron and Coal Trades Review - 28 juillet, 4 et 11 août 1950).

Dans les mines anglaises, on utilise deux types distincts d'appareils respiratoires autonomes : ceux à l'air liquide et ceux à l'oxygène sous pression.

Le type à air liquide est cependant peu répandu (20 %) par rapport aux autres (Proto - Draeger, etc.) parce qu'il n'y avait que peu de modèles conformes aux prescriptions au moment de la formation des stations de sauvetage.

Depuis 1923, on emploie un appareil à air liquide qui, lors des essais et dans la pratique, s'est révélé nettement supérieur.

Un bon appareil doit répondre aux conditions suivantes :

- 1) alimentation abondante en oxygène, pour un travail et une durée de deux heures, avec une réserve raisonnable;
- 2) alimentation contrôlée naturellement et non artificiellement, sans courir le danger d'une réduction de l'alimentation pendant les grands efforts;
- 3) étanchéité, difficile à garantir avec les appareils à haute pression;
- 4) élimination de CO<sub>2</sub> et de l'humidité, automatique et ne dépendant pas du sauveteur;
- 5) respiration aisée, sans effort;
- 6) rechargement au voisinage du lieu de l'accident pour que l'appareil puisse assurer un service continu;

- 7) pression maximum dans le sac respiratoire, réglée par une soupape automatique;
- 8) alimentation en oxygène frais, non refroidi artificiellement;
- 9) alimentation plus abondante et plus fraîche en atmosphère chaude et humide;
- 10) possibilité d'adaptation d'un autre appareil de secours dans des cas spéciaux (pour ramener un homme à travers une zone viciée par exemple).

L'Aérophore Brown-Mills répond, par sa construction, à toutes ces conditions. Il est alimenté à l'air liquide.

L'air liquide se trouve dans la partie dorsale, dans une boîte à trois enveloppes, bien calorifugée; l'évaporation se fait entre les boîtes extérieures. L'air arrive au sac respiratoire porté sur la poitrine; ce sac de six litres de capacité est muni d'une soupape réglée à la pression de 88 mm d'eau. Il y a une soupape d'aspiration et une autre d'expiration, avec boîte à salive. Le surplus d'air et une partie de l'air expiré s'échappent par la soupape réglée.

Il y a aussi un régénérateur à la soude caustique placé à l'arrière.

La charge initiale d'air liquide est de 2,500 kg et, d'après son mode de fabrication, contient 50 % d'oxygène. On dispose donc de 2.000 litres d'air sec contenant 1.000 litres d'oxygène, quantité de loin supérieure à celle des appareils à oxygène sous pression. L'alimentation minimum des appareils de sauvetage est de 2 litres/minute pendant deux heures. L'Aérophore donne en moyenne 5 litres/minute pendant trois heures. Dans les appareils à oxygène sous pression, la quantité dépassant 2 litres s'obtient artificiellement; dans l'Aérophore, l'alimentation est toujours naturelle.

La soude caustique employée en morceaux de la grosseur d'un pois facilite les réactions et l'absorption de l'humidité: il faut 1,125 gr pour trois heures dans l'Aérophore, donc moins que dans les autres types.

L'Aérophore, de poids sensiblement égal à celui des autres types, permet des travaux durs sans risque de malaise (pelletage, boisage), même en atmosphère chaude et humide, grâce à son alimentation en air frais

sans effort et au rejet d'une partie de l'air vicié au dehors.

Un dispositif simple permet d'accoupler à l'Aérophore un petit appareil « Utility », pesant 10 kg environ et emporté par l'équipe de sauveteurs. Ce petit appareil fonctionnant une heure permet de ramener à l'air frais des ouvriers isolés au delà de la zone viciée ou de les ranimer sur le lieu même de l'accident. Cet appareil peut être employé par des ouvriers non entraînés; la soupape de secours est réglée à la pression de 63 mm d'eau pour faciliter la respiration. Ce petit appareil peut être alimenté au carbogène (93 % de O<sub>2</sub> + 7 % de CO<sub>2</sub>) pour ranimer les intoxiqués et fonctionne ensuite comme l'Aérophore auquel il se relie. Il a fait ses preuves, sous ce rapport, dans le Northumberland.

D'après l'auteur, l'Aérophore serait l'appareil de sauvetage le meilleur.

#### *Air liquide.*

Des installations pouvant fournir une production horaire de 27 kg et de 9 kg fonctionnent depuis 1916 en Angleterre.

L'air comprimé en quatre étages est débarrassé du CO<sub>2</sub> et de l'humidité par la soude caustique avant d'arriver au détenteur. La détente d'une partie de l'air comprimé amène le reste à l'état liquide. L'air est comprimé à 200 kg/cm<sup>2</sup>. Ces installations fonctionnent de temps à autre pour maintenir les stocks d'air liquide.

L'air liquide est transporté en bouteilles à double paroi avec vide intermédiaire très poussé. Dans les bouteilles métalliques de 22,500 kg de capacité, l'évaporation est de 1120 à 1350 g par 24 heures, avec vide de 10<sup>-7</sup> mm de mercure entre les deux parois. Une bouteille de 22,500 kg correspond à trente bonbonnes à oxygène sous pression — chaque station dispose de quatre bouteilles, soit seize pour quatre stations, ce qui suffit à assurer le travail continu de seize équipes de sauveteurs pendant 32 heures. L'air liquide est ininflammable, donc de stockage facile et son emploi est moins coûteux que celui de l'oxygène sous pression. Les bouteilles se transportent facilement en caisses.

J. BEAULIEU.

## POUDRERIES REUNIES DE BELGIQUE

Société Anonyme

145, rue Royale, BRUXELLES

Téléphone : 18.29.00 (5 lignes) - Télégrammes : « Robur »

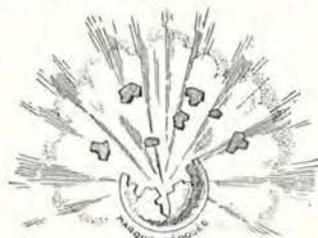
# DYNAMITES

**Explosifs S.G.P. et gainés**  
pour mines grisouteuses.

**Explosifs Brisants**  
avec ou sans nitroglycérine.

**Explosifs**  
pour abatages en masse  
par mines profondes.

**Détonateurs**  
**Exploseurs**  
**Mèches**  
**de sûreté**



## Josef BRAND

DUISBURG - HAMBORN



La mécanisation des tailles exige :

1. BELES en acier « SYSTEME SCHLOMS », pour le soutènement en porte-à-faux.
2. BELES en métal léger « SYSTEME SCHLOMS » pour le soutènement en porte-à-faux.
3. CRICS BH pour mise en charge des étaçons sous pression initiale de 10 T.
4. TRAINEAUX BH pour le ripage des convoyeurs.
5. TREUILS de déboisement BH pour la récupération du matériel.

Adoptez aussi les  
**CANARS ETANCHES SYSTEME BRAND**  
de réputation mondiale.

REPRESENTANT :

**L. NEELEMANS**

11, rue Copernic - UCCLE - BRUXELLES  
TELEPHONE : 44.90.51

# GLÜCKAUF

BERGMAENNISCHE ZEITSCHRIFT

**LA REVUE MINIERE**  
**LA PLUS IMPORTANTE D'ALLEMAGNE**

GEOLOGIE ET ETUDE DES GISEMENTS - EXPLOITATION MINIERE  
PRÉPARATION ET BRIQUETAGE - CONSTRUCTION DE MACHINES  
CHIMIE ET PHYSIQUE - METALLURGIE  
TECHNOLOGIE MÉCANIQUE - VIE PROFESSIONNELLE DES MINEURS  
DROIT ET ADMINISTRATION - ÉCONOMIE ET STATISTIQUE  
LITTÉRATURE MINIERE DU MONDE ENTIER

**GLÜCKAUF** est lu dans 28 pays des cinq continents.

Demandez un numéro spécimen à votre libraire ou à notre représentant général :  
**OFFICE INTERNATIONAL DE LIBRAIRIE, 184, rue de l'Hôtel-des-Monnaies, à Bruxelles**

# Communications

## Journées d'étude sur les peintures et vernis dans la lutte contre le feu. — Paris, 3-6 juin 1951.

Les Journées ont pour but l'étude en commun et la discussion de toutes questions scientifiques, techniques et économiques concernant les *Peintures et Vernis dans la lutte contre le feu*.

Les Journées comportent un Comité général international, un Comité scientifique et technique européen, un Comité exécutif français.

Les travaux sont divisés en quatre sections :

- 1°) Définitions et résultats d'essais de laboratoire.  
Expériences pratiques - Essais.
- 2°) Conception des produits et applications.  
Pigments - Liants.
- 3°) Fabrications spéciales.  
Applications spéciales.
- 4°) Divers :  
Législation - Normalisation - Hygiène.

Les travaux sont coordonnés par un rapporteur général.

Les exposés pourront être faits dans la langue de l'auteur, mais plus spécialement en français, anglais et allemand, langues officielles de la F.A.T.I.P.E.C.

Les manuscrits des exposés devront parvenir en double exemplaire et accompagnés d'un court résumé, au plus tard le 15 avril, au secrétariat de la F.A.T.I.P.E.C., Maison de la Chimie, 28, rue Saint-Dominique, Paris (7<sup>me</sup>).

## Les apports des industriels étrangers à la 3<sup>me</sup> Foire internationale de Liège.

L'émulation que provoque entre les industriels des pays producteurs une exposition spécialisée concourt largement à son succès. Dans le domaine des biens d'équipement et de production, elle devient le lieu géographique où se confrontent les techniques nouvelles et leurs réalisations industrielles. La production nationale y trouve un salutaire stimulant.

Le temps n'est plus où le constructeur s'isolait en vue de défendre vis-à-vis de ses concurrents ce qu'il considérait comme des secrets de fabrication. Les firmes qui se tiennent à la pointe du progrès sont organisées pour conserver leur alignement malgré l'étonnante allure à laquelle se développent les techniques de production depuis les quelque dix dernières années.

La 3<sup>me</sup> Foire internationale de Liège, qui se tiendra du 21 avril au 6 mai 1951, remplira le rôle qui lui est ainsi imparti. On y notera un sérieux accroissement des participations étrangères.

Parmi les pays étrangers, l'Allemagne occidentale vient en tête avec un important matériel pour l'équipement des charbonnages.

La France s'inscrit ensuite au deuxième rang, grou-

pant des fabricants divers, parmi lesquels une intéressante collectivité de producteurs de matériel pour la construction de raffineries de pétrole et industries dérivées.

Viennent ensuite les Etats-Unis et la Grande-Bretagne, dont les envois sont marqués d'un caractère hautement technique.

La Suisse, fidèle à sa tradition industrielle, se manifesterá principalement dans le domaine de la fine mécanique et des appareils de précision.

L'Italie sera en bonne place avec, particulièrement, des tuyauteries diverses, des machines-outils et du matériel antivibration.

La Hollande montrera l'évolution qu'elle a donnée à son économie dans le domaine industriel propre à la Foire.

A ces pays viendront se joindre la Suède, l'Autriche, la Tchécoslovaquie, la Norvège, le Danemark.

Les visiteurs auront ainsi un panorama complet des productions intéressant les mines, la métallurgie, la mécanique et l'électricité industrielle.

## Catalogue des normes belges 1950.

L'Institut belge de Normalisation vient de publier la nouvelle édition du *Catalogue des Normes belges*.

On y trouve une note succincte sur chacune des publications de l'Institut belge de Normalisation. Un répertoire systématique ainsi qu'un répertoire alphabétique faciliteront les recherches.

Le catalogue est mis en vente au prix de 50 francs. Il peut être obtenu franco de port contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 633.10 de l'I.B.N.. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « Catalogue des Normes belges 1950 ».

Les membres adhérents de l'Institut reçoivent d'office le catalogue à titre gracieux.

## Catalogus der Belgische Normen.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas de nieuwe uitgave van de *Catalogus der Belgische Normen*.

Men vindt er een beknopte nota over elke publicatie van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. De opzoekingen worden vergemakkelijkt door een systematisch en een alfabetisch repertorium.

De catalogus wordt verkocht tegen de prijs van 50 frank. Hij is portvrij verkrijgbaar tegen voorafgaande betaling op het credit van postrekening n° 633.10 van het B.I.N. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel worden vermeld : « Catalogus der Belgische Normen 1950 ».

De buitengewone leden van het Instituut ontvangen de catalogus ambtshalve kosteloos.



Gummi- und Stahlglieder-  
Förderbandanlagen

Transporteurs  
à courroie en caoutchouc  
et transporteurs  
à bandes à écailles  
en acier.

Elektro- und Preßluft-  
Lüftventilatoren

Buses d'aérage à  
commande électrique  
ou à air comprimé

Elektro- und Preßluft-  
Schlepperhäpkel

Treillis à commandes  
électrique  
ou à air comprimé

Schleuderversatz-  
apparate  
(Versatzschleuder)

Machines à remblayage  
mécanique

Preßluft-Werkzeuge

Outilsages pneumatiques

Automatische  
Füllort-Einrichtungen

Equipements automatiques  
d'accrochages  
et de recettes

Preßluft- und  
Elektro-Rutschenantriebe

Moteurs de couloirs  
à air comprimé  
et commandes  
de couloirs électriques

Patentrohrleitungen  
mit Kugel-  
schnellverbindungen

Tuyauteries à air  
comprimé



# Frölich & Klüpfel

Maschinenfabrik und Unternehmung für bergbauliche Arbeiten

Hauptverwaltung **WUPPERTAL-BARMEN**

Représentant général pour la Belgique :

**PAUL PLANCQ**

LA LOUVIERE - 47, rue Sylvain Guyaux - Tél. 234.73

# SPECIALITE DES APPAREILS DE MINES ET CARRIERES

# A. G. D.

## Ateliers GÉNARD-DENISTY

CHATELINEAU (Belgique) -- Tél. Charleroi 300.41-301.40

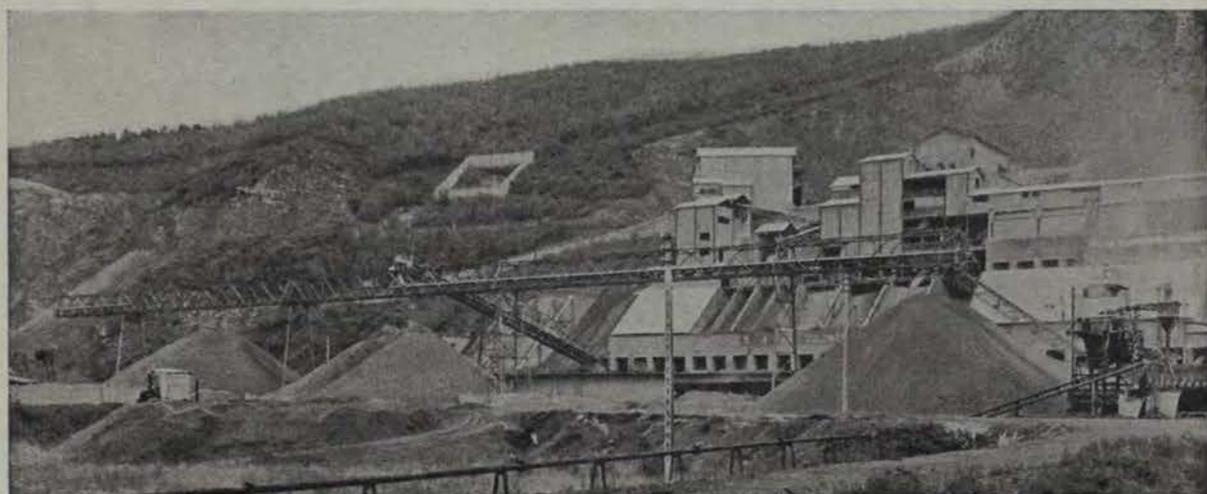


TOUTE LA MECANISATION  
DU FOND ET DE LA SURFACE  
BROYAGE - CONCASSAGE  
TOUS LES APPAREILS  
DE MANUTENTION MECANIQUE

### INSTALLATIONS DU FOND

Convoyeurs à courroie pour voies et tailles. - Transporteurs blindés à courroie. - Treuils. - Descenseurs verticaux. - Trainages mécaniques. - Engagemet et déengagement automatiques. - Refouleurs de mines, électriques et à air comprimé. - Mécanisation complète de Recettes. - Chaînes à raclettes et freineuses à simple ou double chaîne. - Transporteur à tabliers métalliques. - Chargeurs de berlaines pour boueux. - Transporteurs blindés à raclettes, etc.

*Courroie transporteuse de 600 m. installée dans une voie.*



*Installation de mise en stock par transporteur à courroie dans une dolomie.*

### INSTALLATIONS DE SURFACE

Mises en stock et reprises du stock entièrement automatiques. - Grappin. - Mise à terril par transporteurs à courroie, Skip, aériens et autres. - Transporteurs à courroie de très grande longueur et à gros débit. - Trainages mécaniques. - Mécanisation complète de recettes. - Installations de concassage et broyage. - Circuits automatiques, etc., etc.

VARIATEUR D'ANGLE POUR TRANSPORTEURS A COURROIE - SYSTEME BREVETE