

**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**

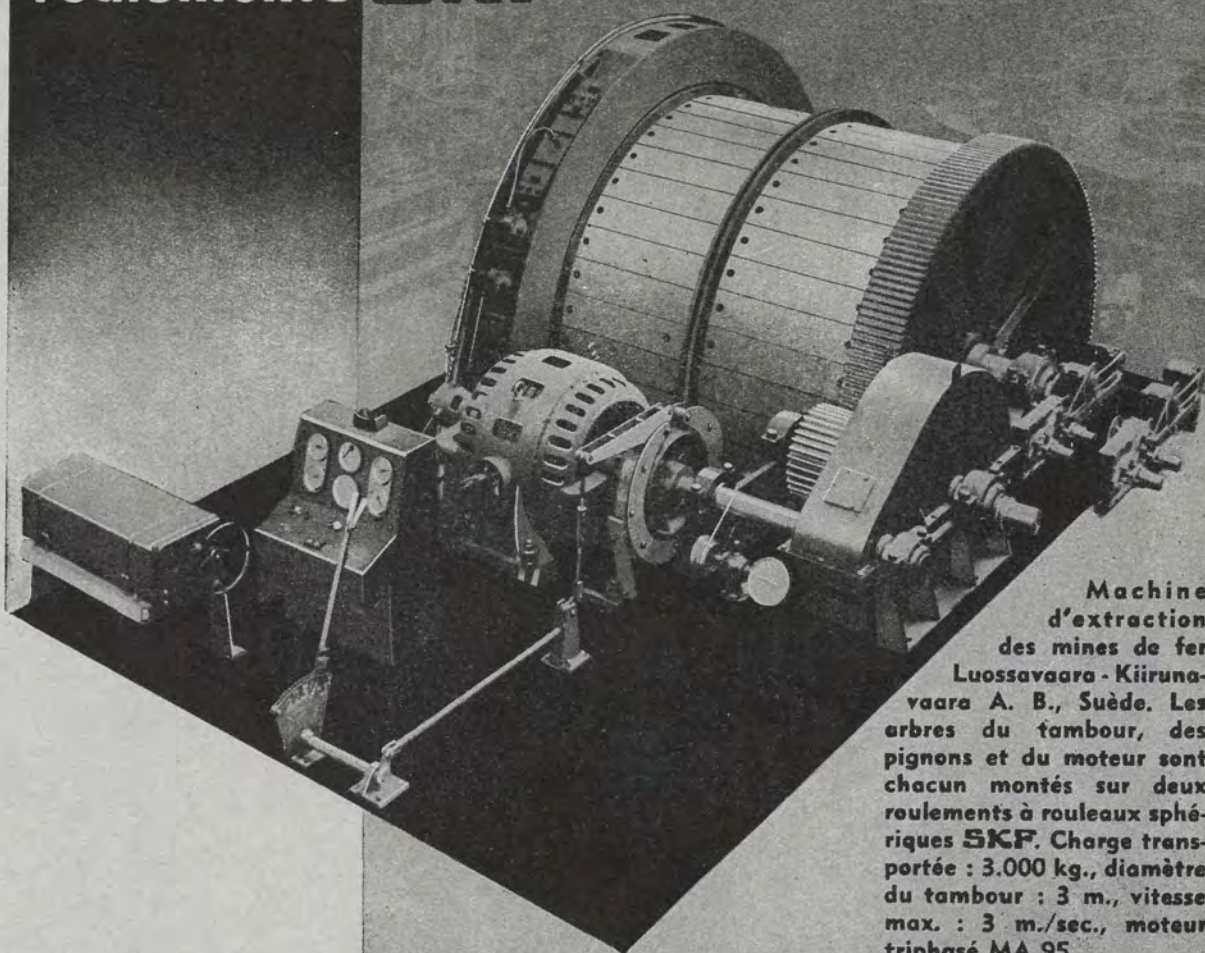
**NATIONAAL INSTITUUT VOOR  
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

NOVEMBRE 1951

NOVEMBER 1951

# TOUTE CONSTRUCTION MODERNE

est munie de  
roulements **SKF**



Machine  
d'extraction  
des mines de fer  
Luossavaara - Kiiruna-  
vaara A. B., Suède. Les  
arbres du tambour, des  
pignons et du moteur sont  
chacun montés sur deux  
roulements à rouleaux sphé-  
riques **SKF**. Charge trans-  
portée : 3.000 kg., diamètre  
du tambour : 3 m., vitesse  
max. : 3 m./sec., moteur  
triphase MA 95.

LES ROULEMENTS

# SKF

AUX MACHINES D'EXTRACTION

- \* facilitent le démarrage et l'accélération
- \* augmentent la sécurité et le rendement
- \* diminuent la consommation d'huile et les frais d'entretien

509-13. Vertil



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

**RESISTANTE**

**SIMPLE**

**REVERSIBLE**

**LEGERE**

**MANIABLE**

**ECONOMIQUE**



**Prix intéressant - Délai raisonnable**

Telles sont les raisons qui donnent la

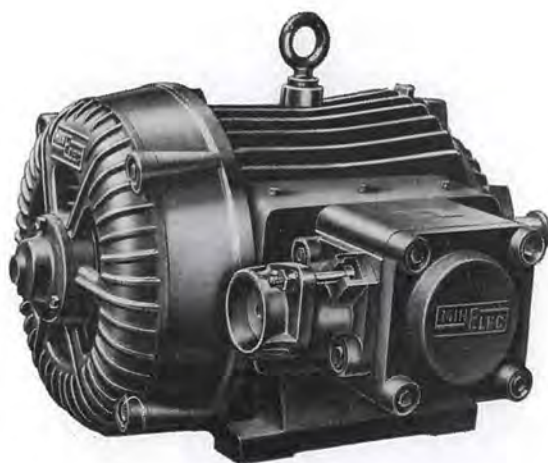
**PREFERENCE**

**aux bêles articulées GROETSCHEL**

Les références... s'ajoutent aux références

# MOTEURS ANTIDÉFLAGRANTS

AGREES PAR L'INSTITUT NATIONAL DES MINES



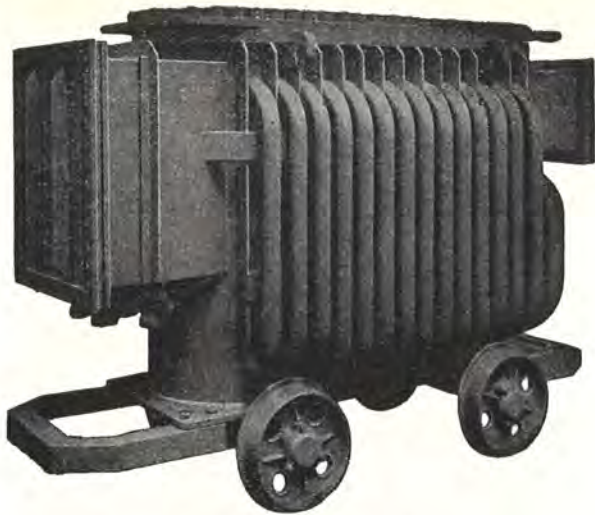
COURTS DELAIS  
USINES BELGES  
PERSONNEL BELGE

---

Société **MINELEC** S.P.R.L.

Bureaux : 22, rue de Menin, BRUXELLES

Téléphones : 26.80.39 - 25.03.92



Transformateur anti-déflagrant  
pour mines grisouteuses.

# SEM

USINES : 42, DOCK - GAND - Tél. 576.01

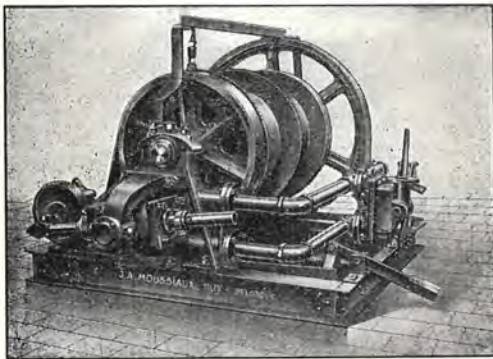


## TOUS EQUIPEMENTS ELECTRIQUES DE CHARBONNAGES

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

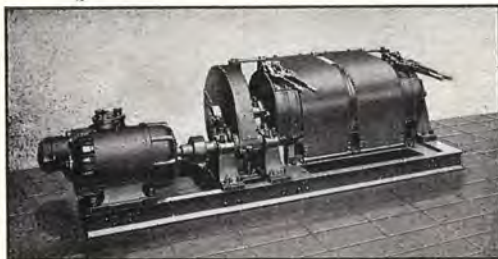
Bureaux de vente :

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 COMPRI ME

à cylindres oscillants, pour  
halage et extraction, mon-  
tés sur colonne ou sur  
châssis.

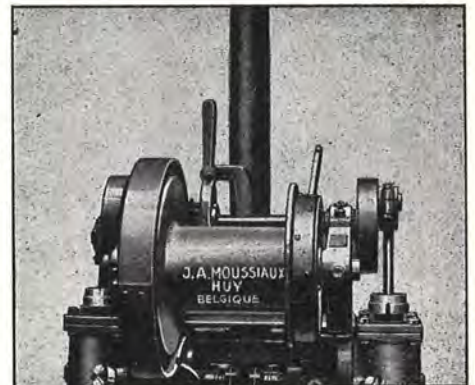
#### TREUILS SPECIAUX A AIR COMPRI ME

pour la traction du rabot  
à charbon :

KOHLENHOBEL  
ou SCRAPER.

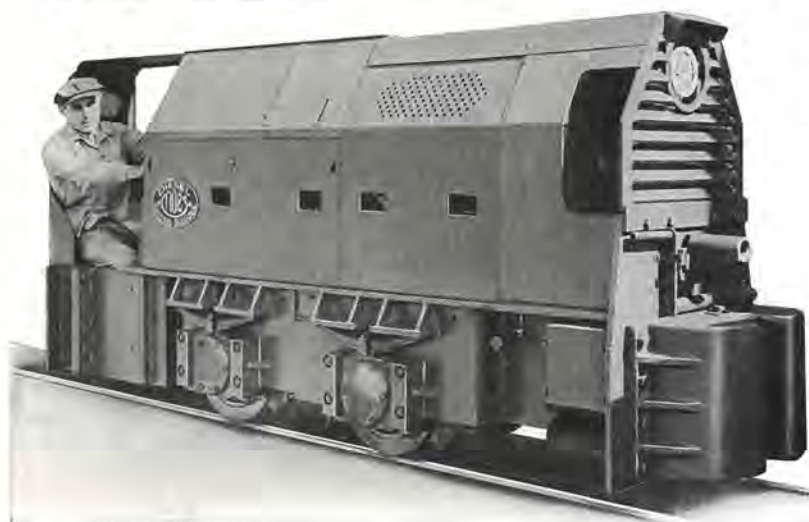
Plus de 5.000 treuils  
en activité.

Palans à main  
Palans électriques  
« JAMF »



Treuil sur colonnes, 2 cylindres oscillants.

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



# 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.

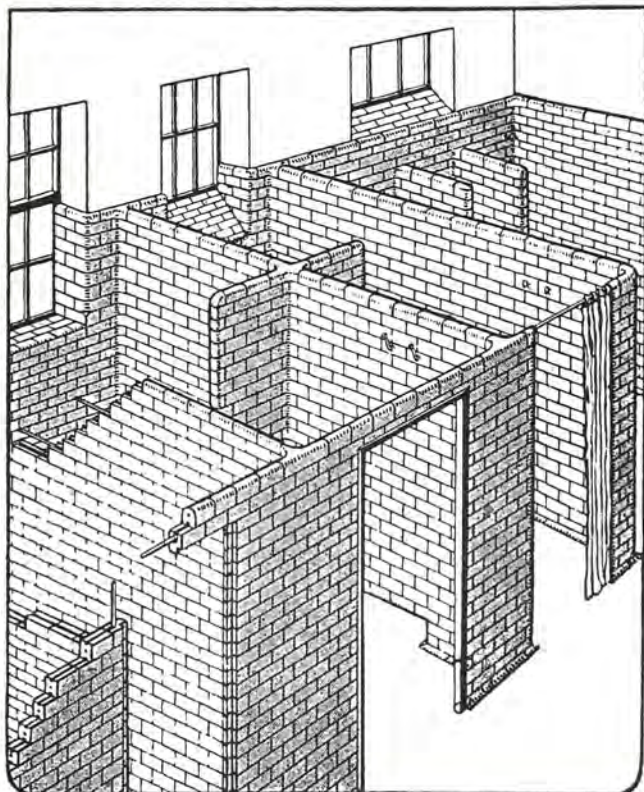
Ecartement de 450 mm à 1.435 m.  
✕

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

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

## ENTREPRISE

### BAINS-DOUCHES ET CLOISONS SANITAIRES



EN BRIQUES EMAILLÉES A DOUBLE FACE  
EN

« CRES 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'EXPERIENCE  
NOMBREUSES REFERENCES

**BUREAUX D'ETUDES**

PROJETS - ENTREPRISES A FORFAIT

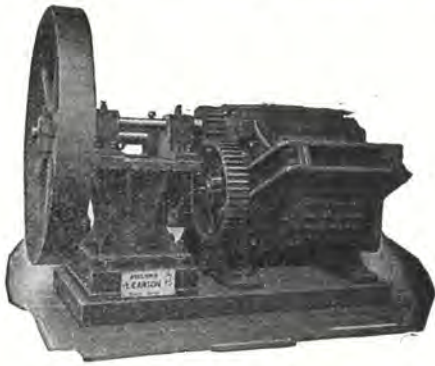
# Ateliers Louis Carton

## Installations de :

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

## Matériel pour charbonnages :

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



Broyeurs à cylindres dentés.

S.A. TOURNAI  
(BELGIQUE)



Installations de manutention  
et distribution de charbon.

COMPAGNIE BELGE

## Ingersoll-Rand

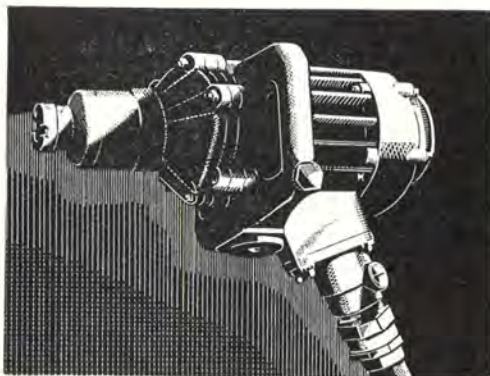
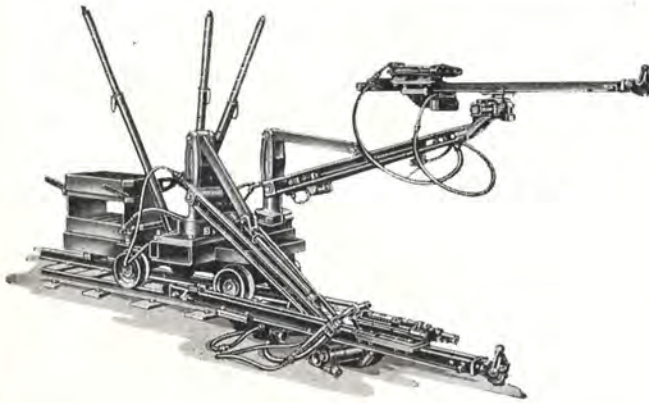
SOCIETE ANONYME

62, chaussée de Mons - BRUXELLES

Téléphones : 21.46.74 - 21.54.40

COMPRESSEURS D'AIR ET DE GAZ  
TURBO SOUFFLANTES - MOTEURS DIESEL ET A GAZ

MARTEAUX PERFORATEURS ET PIQUEURS  
PERFORATRICES - TAILLANTS AMOVIBLES  
POMPES CENTRIFUGES  
TREUILS DE RACLAGE



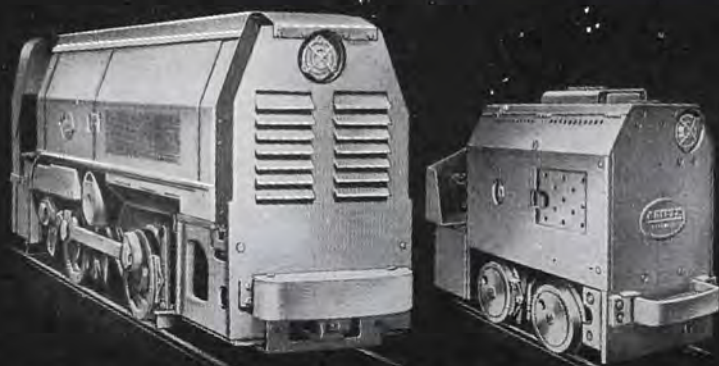
VICTOR PRODUCTS Ltd  
WALLSEND - ON - TYNE (ENGLAND)

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

REPRESENTANTS GENERAUX :

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

# 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



## SOUTÈNEMENT DES TAILLES

bien éprouvé  
et économique  
avec des

**ETANÇONS**  
et des **BELES**  
en acier

ou en métal léger



Représentants en Belgique :

**Wm. H. MULLER & C<sup>o</sup>, S. A.**

# GHH

Service technique :

21, rue de la Bourse, ANVERS - Téléphone : 33.89.20

GUTEHOFFNUNGSHÜTTE WERK STERKRADE • OBERHAUSEN-RHEINLD.





instruments  
appareils  
électriques et thermiques  
enregistreurs

de haute  
précision,  
de tableau  
ou portatifs

S.A. **ELECTRO-APPAREILS**

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

CREATION - LA GENERALE PUBLICITAIRE - S.A.

## CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES D'ANS

Sté Ame

Cap. 20.000.000

à ANS-lez-LIEGE



### Division CHAINES :

Chaînes à raclettes brevetées,  
à buselures, à rouleaux, pour  
à buselures, à rouleaux, pour  
transmission et transport.

### Division ESTAMPAGE :

Attelages pour berlines, cro-  
chets et toutes pièces estam-  
pées pour l'exploitation des  
mines, en aciers ordinaires et  
spéciaux.

Installations Modernes  
de Traitements Thermiques.

## 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 galvanisée. ■ Brides pour tuyauteries à haute pression.

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

## 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



## ATELIERS

de Construction 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



## Etablissements BERRY

SOCIETE 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.  
E.puration 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.**

# 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

## POUDRERIES REUNIES DE BELGIQUE

Société Anonyme

145, rue Royale, BRUXELLES

Téléphone : 18.29.00 (5 lignes) - Télégrammes : « Robur »

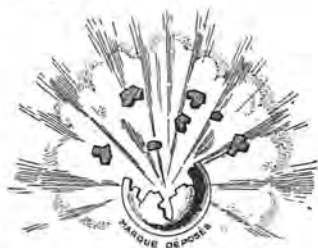
# DYNAMITES

**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



## 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 COROMANT - SANDVIKEN

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



# FORAKY

SOCIÉTÉ ANONYME

CAPITAL : 50.000.000 DE FR.

## 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 Puits par congélation, cimentation, niveau vide et tous autres procédés. TRAVAUX MINIER.

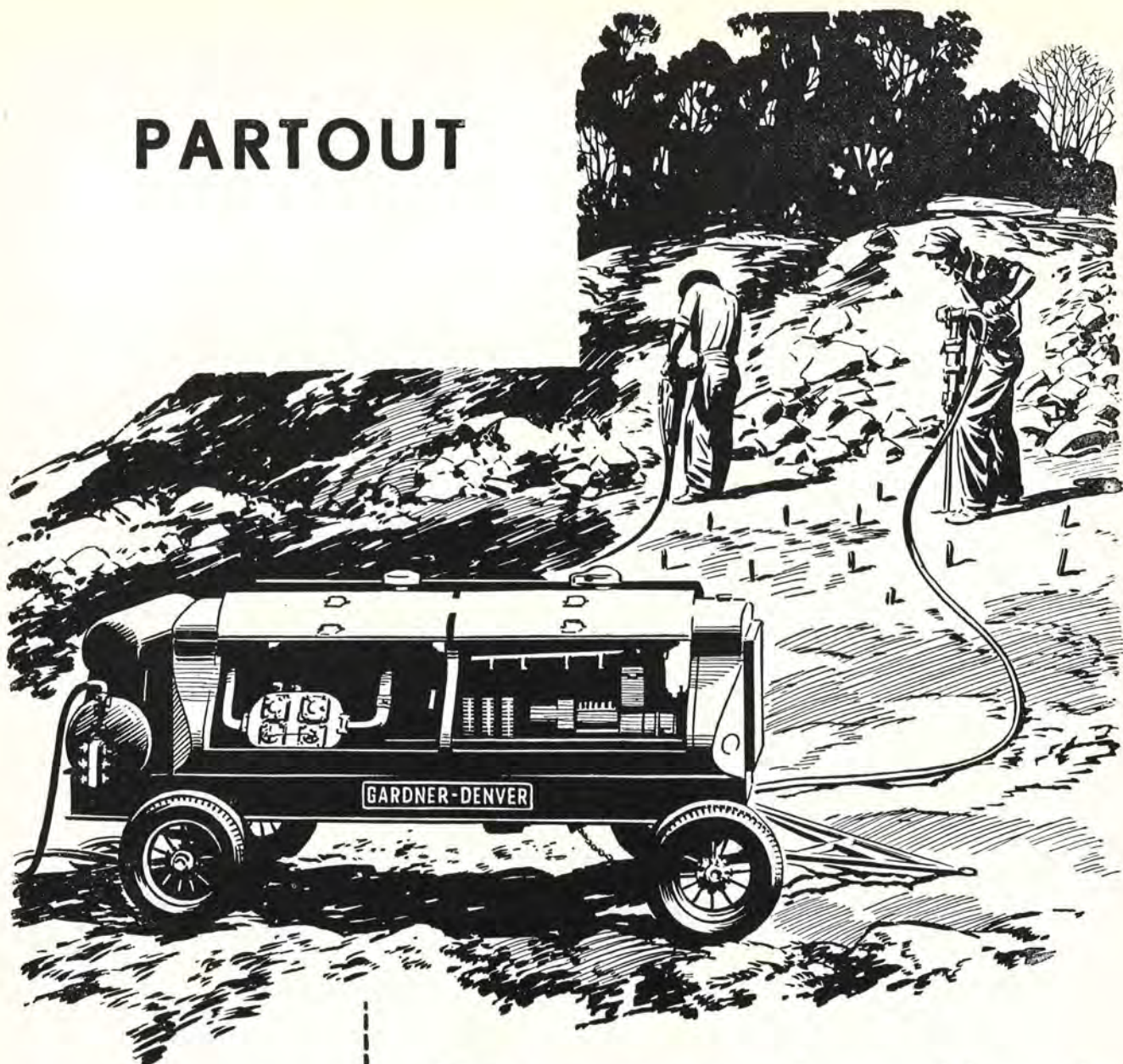
SONDEUSES EN TOUS GENRES, POMPES ET TREUILS POUR LE SERVICE DU FOND

ATELIERS DE CONSTRUCTION A ZONHOVEN PRÈS HASSELT

SIÈGE SOCIAL 13, PLACE DES BARRICADES  
BRUXELLES

CORRESPONDANTS EN FRANCE, ANGLETERRE, ESPAGNE

# PARTOUT



Les compresseurs à air Gardner Denver mobiles sont construits en toutes capacités.

*Agent Général  
pour la Belgique :*

**Sté Ame SERTRA,**

**MONS**

8, rue du Miroir, tél : 312.53

**LIÈGE**

34, rue Ste Marie, tél. : 32.05.60

N'importe où se situe votre travail, au niveau de la mer ou dans la haute montagne, sous les tropiques ou au pôle, vous pouvez être certain d'une fourniture constante d'air comprimé, si vous choisissez un compresseur d'air Gardner Denver mobile.

Ceci, parce que ces compresseurs à deux étages et à refroidissement à eau sont conçus pour fournir un débit constant d'air comprimé, jour après jour, à toutes les altitudes, et sous n'importe quel climat.

Demandez-nous des renseignements complets ou visitez le distributeur Gardner Denver de votre région

DEPUIS 1859

## **GARDNER-DENVER**

EST LE LEADER DE LA QUALITÉ EN COMPRESSEURS, POMPES ET PERFORATRICES

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

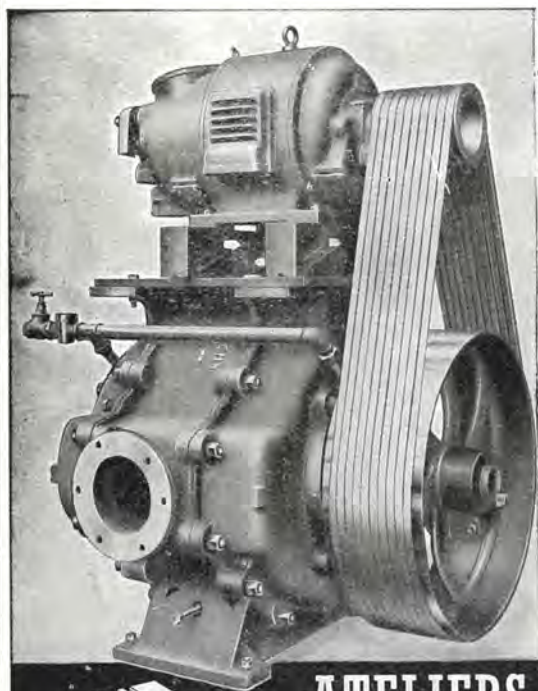
ACIDE SULFURIQUE

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

*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**  
HERSTAL-LIÈGE

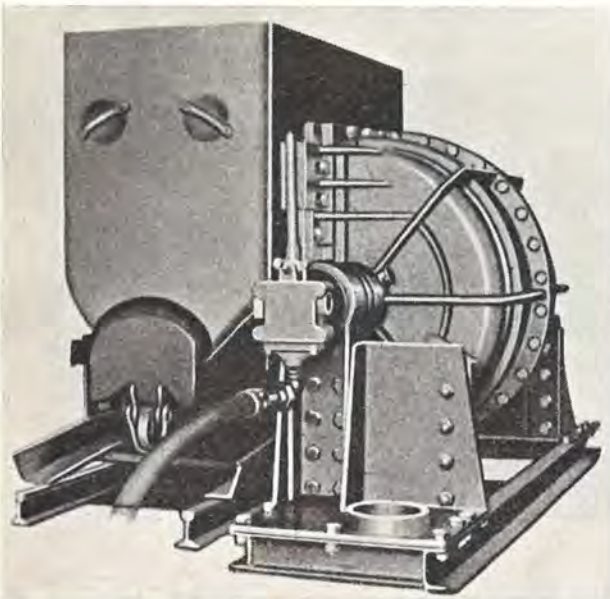
S.A.

TÉL.  
41008  
40678

FILIALE : S.A. LE PURGEUR MARCK À LILLE

CULBUTEUR ROTATIF à SEGMENT

**MÖNNINGHOFF**



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

*Ch. Lambrecht*

S.A.

MATERIEL ANTIGRISOUTEUX



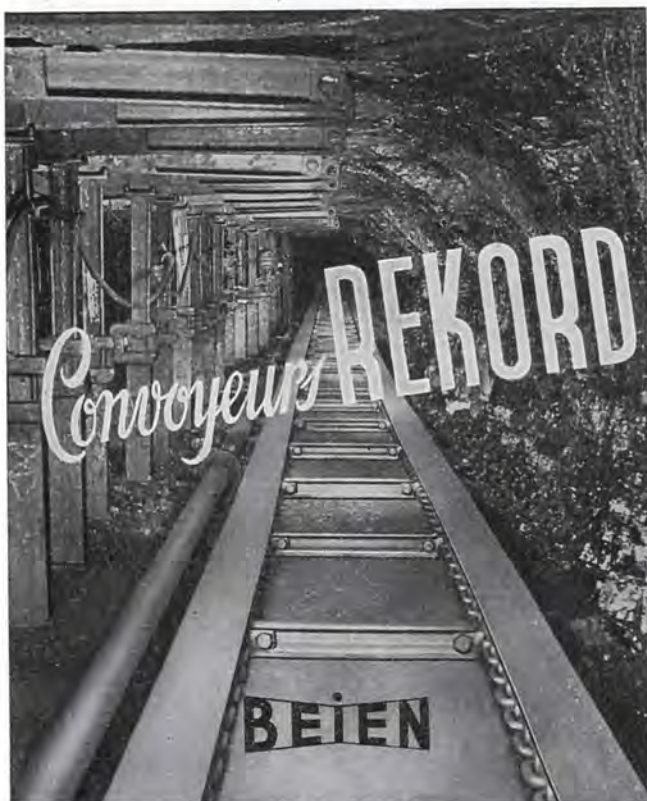
DISJONCTEURS  
×  
CONTACTEURS  
×  
TABLEAUX  
ET  
APPAREILLAGE  
DIVERS  
×

**SOCOMÉ**

S. A.

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





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

*Ch. Lambrecht*

S.A.

ÉTABLISSEMENTS

**Jadot** *frps*

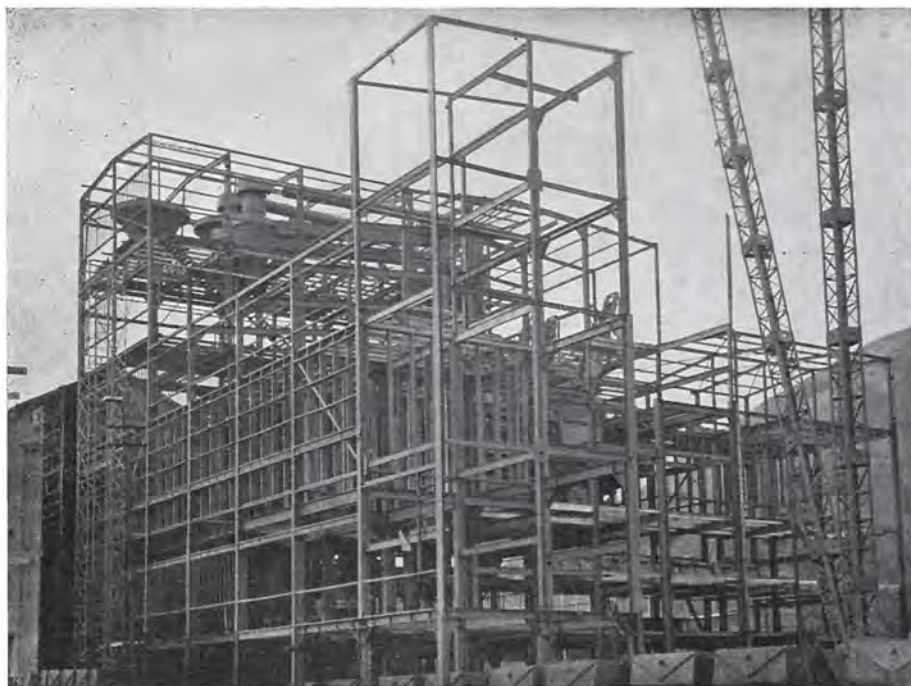
SOCIÉTÉ ANONYME  
BELOËIL (BELGIQUE)

ACIERIE  
ELECTRIQUE  
D'ACIERS  
SPECIAUX

Pour vos  
problèmes de  
soutènement :  
ETANÇONS  
métalliques  
rigides type  
DARDENNE.

Pour vos  
problèmes  
d'usure :  
NOS ACIERS  
12-14 % Mn  
NOS ACIERS  
Cr, Ni, Mo, etc.

Pour vos  
problèmes  
de corrosion :  
NOS ACIERS  
INOXYDABLES  
NOS ACIERS  
REFRACTAIRES.



**Un des  
LAVOIRS  
HUMBOLDT**

à liqueur dense  
en cours de montage  
en Belgique.

**LOCORAIL S.A.**

146, chaussée de Haecht - 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 auge, 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.

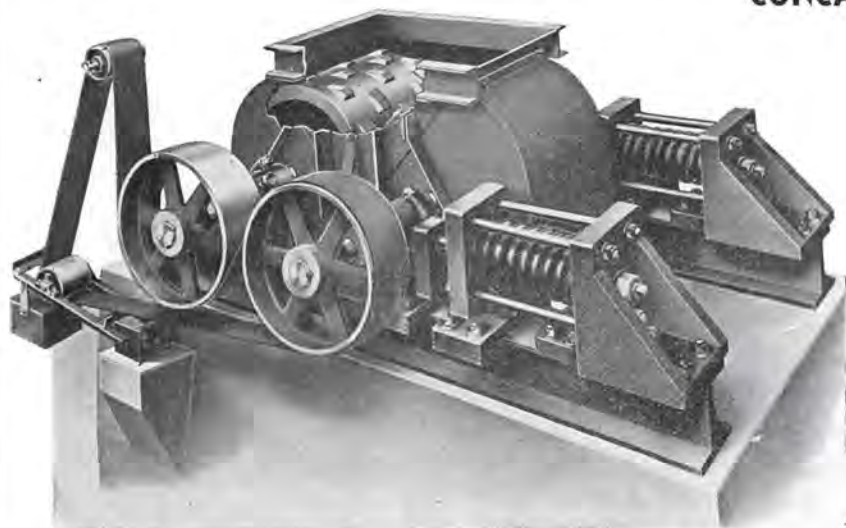
**MACHINES POUR COKERIES.** — Enfourneuses pour fours à cokes, chariots de guidage, chariots d'extinction, défourneuses.

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

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

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

## CONCASSEUR A CYLINDRES DENTÉS " Kennedy "



Spécialités KENNEDY :

**CONCASSEURS**

giratoires et à mâchoires.

**BROYEURS**

à marteaux, à cylindres, à barres,  
à boulets.

**TRAITEMENT DES MINERAIS**

charbon pulvérisé, chaudières.

**CRIBLAGE**

**MANUTENTION**

**PULVERISATION**

Lavages, transports pneumatiques.

Containers à ciment.

**USINES A CHAUX**

**ET A CIMENT**

Installations complètes.

95<sup>A</sup> RUE JOSEPH II **SAPTEC** 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 DE **Kennedy-Van Saun**  
EN FRANCE, 25, AV. MARCEAU - PARIS

### *Des renseignements sur l'industrie minière allemande ?*

Deux ouvrages vous donneront toutes les indications désirées.

#### **JAHRBUCH DES DEUTSCHEN BERGBAUS 1951**

Adresses, personnalités, détails techniques et renseignements statistiques relatifs à toutes les entreprises et toutes les organisations de l'industrie minière allemande.

1.345 pages. - Prix : 20 DM.

#### **WEGWEISER DURCH DEN RUHRKOHLENBEZIRK**

Guide géographique indiquant la situation et les connexions routières de 500 entreprises et centres administratifs du bassin houiller de la Ruhr. 19 cartes routières spéciales avec les sièges des entreprises et des descriptions des chemins y conduisant.

Prix : 11 DM.

*Pour obtenir gratuitement des prospectus, adressez-vous à votre librairie ou directement à :*

**VERLAG GLUCKAUF G.M.B.H., ESSEN (Allemagne)**

# ENTREPRISES DE TRAVAUX MINIERS

## Jules VOTQUENNE

11, rue de la Station, TRAZEGNIES

TELEPHONE : Charleroi 800.91



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 :		17 puits à grande section.
Guidonnage à clavettes (nouveau système)	}	4 puits en service.
		2 puits en commande.

Visites, Projets, Etudes et Devis sur demande.

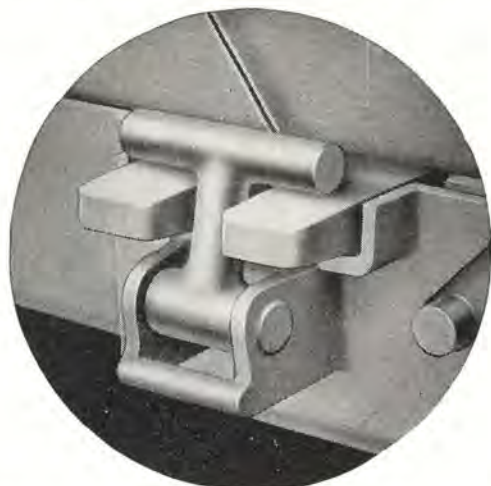
## RAILWAY MINE & PLANTATION EQUIPMENT LTD

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 RACLETES C.W. conçu pour les nouvelles méthodes  
de longues tailles.

TUYAUTERIES de REMBLAYAGE  
*Complettes*



L. Lambrecht

S. A. MATÉRIEL POUR MINES

BRUXELLES

85, Av. Pierre CURIE



MASCHINENFABRIK  
**KARL BRIEDEN & CO.**

BOCHUM

## Usines & Aciéries ALLARD

S. A. - MONT-SUR-MARCHIENNE (Belgique)



Ce que nous avons réalisé pour d'autres, nous pouvons  
également le réussir pour vous...

SI VOUS ETES CONSTRUCTEURS DE :

Matériel fixe et roulant de chemin de fer, véhicules  
automobiles, matériel naval, matériel de cimenterie,  
matériel de mines, machines agricoles, toutes machines  
en général,

IL EST DE VOTRE INTERET DE NOUS CONSULTER !

Nos divisions **ACIERIE DE MOULAGE** sont dotées d'un  
outillage moderne et d'un personnel spécialisé pour vous  
fournir :

Toutes pièces en acier coulé (Bessemer, Siemens-Martin  
ou électrique), brutes, dégrossies ou parachevées,  
jusque 25 tonnes.

Notre division **FONDERIE DE FONTE** est spécialisée dans  
la fabrication et le parachevement de :

Toutes pièces en fonte moulée ordinaire ou spéciale  
jusque 10 tonnes.

QUESTIONNEZ EGALEMENT :

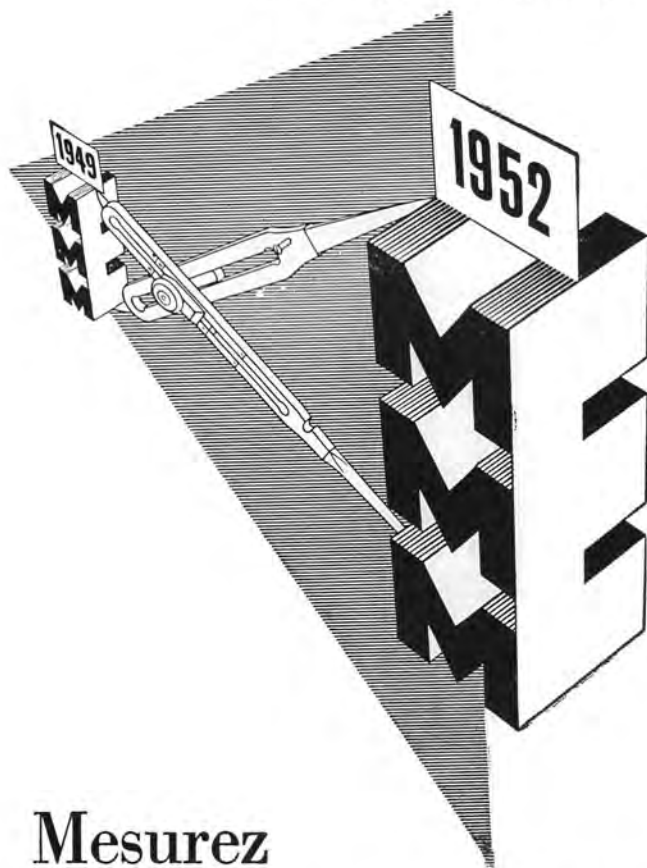
- notre département **CLOUTERIE-TREFILERIE** pour  
tous vos besoins;
- notre département **BOULONNERIE** si vous désirez  
obtenir des produits de qualité.



50 années d'expérience à votre service.  
Prospectus et devis sur demande.

Adresse télégraphique : JAC-CHARLEROI (Belgique)

*C'est déjà une tradition !*



## Mesurez le progrès réalisé

En quatre ans seulement Liège est devenue la synthèse de l'Industrie Internationale. La conjoncture présente impose à toutes les entreprises une meilleure *productivité*. Profitez-en pour exposer à LIEGE votre matériel, vos machines et tout ce qui améliore la fabrication et diminue les prix de revient. Votre intérêt l'exige.

Pour tous renseignements : Foire Internationale de Liège, 17, boulevard d'Avroy, Liège-Belgique.

**4<sup>ème</sup> Foire internationale  
de LIEGE**

26 AVRIL — 11 MAI 1952

MINES - MÉTALLURGIE - MÉCANIQUE - ÉLECTRICITÉ INDUSTRIELLE

dorland

TOILES METALLIQUES  
EN  
TOUTES FINESSES  
EN  
TOUS METAUX TREFILABLES  
POUR  
TOUS LES USAGES



## Clouterie et Tréfilerie des FLANDRES

USINE DE MERELBEKE

DIVISION TISSAGE

TELEPHONE : GAND 168.51

CORRESPONDANCE : MERELBEKE STATION

Vulcanisateur électrique  
antidéflagrant  
**WAGENER**

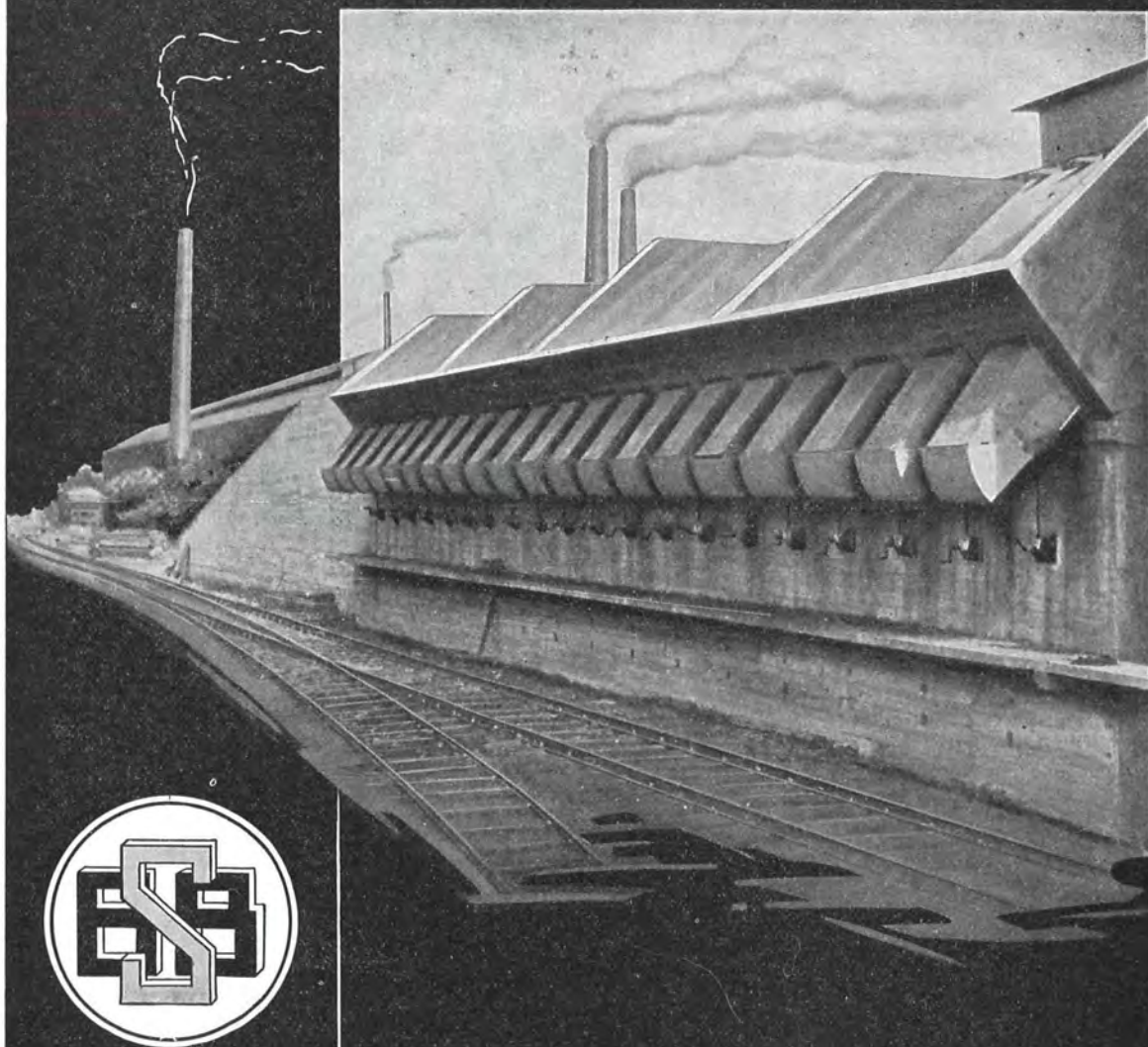


MATERIEL POUR MINES  
BRUXELLES 85 Av P CURIE - Tel 48 87 94

**Ch. Lambrecht**

S.A.

# CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES



## SOCIETE BELGE DES BETONS

TOUTES CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES  
TRAVAUX PUBLICS ET PRIVÉS

37, BOULEVARD DU RÉGENT • BRUXELLES • TÉL. 12.50.40

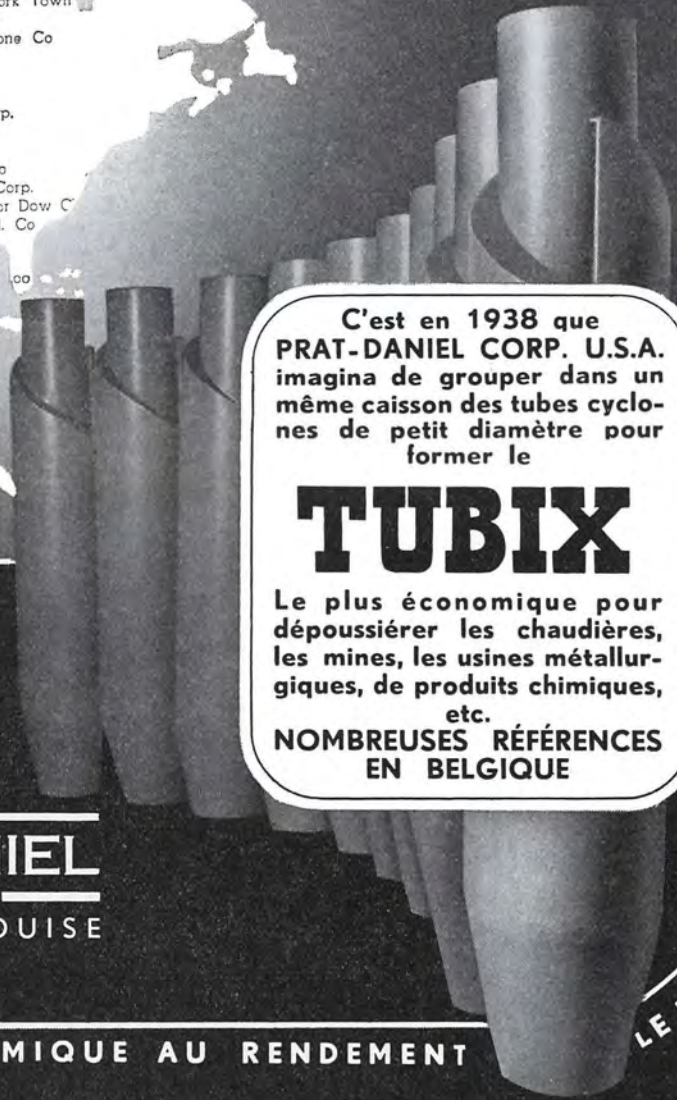
*Hallet*

*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
- 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
- Westing Elec. Intl. Co
- City of
- Michi
- Nav
- Nav.
- U. S. me Cor
- Naval Receivino
- S. Rubber
- Co
- onautio
- Ccrp
- gia
- Exp



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

## TUBIX

Le plus économique pour  
dépoussiérer 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

**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**

NOVEMBRE 1951

NOVEMBER 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 Aciéries 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, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.  
A. RENIER, Professeur à l'Université de Liège, 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 Aciéries 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, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.  
A. RENIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, 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 Général 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, Directeur divisionnaire 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, Directeur divisionnaire 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 Generaal 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, Afdelingsdirecteur 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, Afdelingsdirecteur 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. — 6<sup>e</sup> livraison.

Ministerie van Economische Zaken  
en Middenstand

ANNALEN  
DER MIJNEN  
VAN BELGIE

JAAR 1951  
Boekdeel L. — 6<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 belges et des pays limitrophes . . . . .	734	
<b>INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE</b>		
<b>INICHAR.</b> — La gazéification souterraine dans les divers pays (suite). - V. Essais belges de Bois-La-Dame (Liège) . . . . .	739	
<b>INICHAR.</b> — Conférence Internationale de Liège 1951. — Compte rendu . . . . .	760	
<b>INICHAR.</b> — Transport du charbon . . . . .	765	
<b>MEMOIRE</b>		
<b>E. LEBLANC.</b> — L'« exploitation continue » dans les mines de charbon des Etats-Unis et le problème des mines belges . . . . .	770	
<b>NOTES DIVERSES</b>		
<b>L. J. PAUWEN.</b> — Rattachement des canevas topographiques de la surface et du fond . . . . .	782	
<b>R. TILLE.</b> — Contribution à l'étude du lavage des charbons au cyclone Driessen . . . . .	788	
<b>J. LAURENT.</b> — La réglementation et la sécurité dans les mines de charbon des Etats-Unis . . . . .	801	
<b>E. DEMELENNE.</b> — La santé du mineur . . . . .	814	
<b>F. R. ZACHAR.</b> — Protection des roches contre le délitement et étanchéité des serremments. - Traduction résumée par G. A. MOULAERT . . . . .	816	
<b>H. FRESON.</b> — La réglementation minière aux Pays-Bas (suite) . . . . .	819	
<b>STATISTIQUES</b>		
<b>G. H. MARCHAL.</b> — Bilan énergétique de la Belgique. - Année 1949 . . . . .	830	
<b>GOVERNEMENT JAPONAIS.</b> — Quelques données sur l'industrie charbonnière au Japon. - Extrait par G. A. MOULAERT . . . . .	840	
<b>BIBLIOGRAPHIE</b>		845
<b>COMMUNICATIONS</b>		845

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

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

Périodes	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et distribution au personnel (tonnes)	Stock (tonnes)	Journées d'extraction	PERSONNEL						Rendement Kg		Présences %		Mouvement de la main-d'œuvre (2)				
					Nombre moyen d'ouvriers			Indices (1)			Fond	et surface	Fond	et surface	Fond	et surface	Belge	Etrangère	Total
					Taille	Fond	et surface	Veine	Taille	Fond									
Borinage . . . . .	386.790	37.719	21.716	23,4	3.073	7.360	16.789	23.531	0,19	0,45	1,05	1,49	952	671	76,7	79,9	227	+215	
Centre . . . . .	305.098	31.671	38.444	23,6	2.101	5.336	12.272	17.165	0,16	0,41	0,97	1,37	1031	730	79,8	81,9	382	-192	
Charleroi . . . . .	585.381	51.281	62.153	23,7	4.843	10.040	23.534	33.772	0,20	0,41	0,98	1,42	1020	704	80,6	83,6	36	+587	
Liège . . . . .	402.517	29.360	34.933	24,6	2.924	7.749	18.627	25.649	0,18	0,48	1,18	1,64	846	610	78,8	81,3	108	+473	
Campine . . . . .	730.637	57.248	54.537	25	4.661	9.759	22.885	32.001	0,16	0,33	0,79	1,12	1266	893	79,1	82,4	+123	+563	
Royaume . . . . .	2.410.423	207.279	211.783	24,2	17.577	40.172	93.967	131.895	0,18	0,40	0,96	1,37	1042	730	79,1	82,0	-630	+1636	
1951 Août . . . . .	2.406.900	205.133	223.680	24,6	17.353	39.404	92.175	129.755	0,18	0,40	0,96	1,37	1042	730	76,8	79,7	-634	+1157	
Juillet . . . . .	2.110.817	189.935	212.337	21,3	17.011	38.638	91.139	129.332	0,17	0,39	0,96	1,39	1042	720	69,4	73,0	-719	+151	
Juin . . . . .	2.598.458	217.060	233.961	25,5	17.493	39.243	93.277	132.134	0,17	0,39	0,93	1,33	1075	752	80,9	83,9	-844	+1484	
1950 Septembre . . . . .	2.357.060	224.410	2.018.940	25,7	16.927	—	87.330	128.269	—	—	0,97	1,43	1032	700	81,0	84,0	—	—	
1950 Moy. mensuelle . . . . .	2.275.365	226.592	1.037.984(3)	25,9	17.972	—	92.154	133.320	0,19	—	0,99	1,44	1013	693	78	81	-159	-478	
1949 » » » . . . . .	2.321.167	232.463	1.804.770(3)	24,0	19.890	—	103.290	146.622	0,20	—	1,08	1,55	926	645	—	81,63	—	—	
1948 » » » . . . . .	2.224.261	229.367	840.340(3)	24,4	19.519	—	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	
1938 » » » . . . . .	2.455.401	205.141	2.227.260(3)	24,2	18.739	—	91.945	131.241	0,18	—	0,12	1,33	1085	753	—	—	—	—	
1913 » » » . . . . .	1.903.466	187.143	955.890(3)	24,1	24.844	—	105.921	146.084	0,31	—	1,37	1,86	731	538	—	—	—	—	
Sem. du 15 au 21-10-51	611.153	—	209.087	6	19.862	—	95.127	132.755	0,19	—	0,95	1,33	1056	751	81,0	84,0	—	—	

(1) Nombre de journées d'extraction divisé par la production correspondante, soit l'inverse du rendement exprimé en t. (2) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois. (3) Stock fin décembre.

Périodes	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries, Usines à gaz Agglomères	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non-ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Cimenteries	Carrières et Industries dérivées	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois	
																	301	991
Borinage . . . . .	66.248	301	—	—	1.426	—	7.754	16.776	7.193	9.969	37.974	10.820	445	12.832	13.552	343.204		
Centre . . . . .	60.276	991	—	—	2.726	—	11.379	21.925	6.753	6.318	13.737	5.148	1.215	6.877	15.345	246.861		
Charleroi . . . . .	160.158	6.068	4.551	—	3.791	4.551	19.598	3.125	2.361	12.065	21.669	26.955	14.622	24.290	34.274	457.733		
Liège . . . . .	138.082	2.363	25.161	—	2.637	25.161	3.378	3.538	3.085	9.436	3.322	17.056	1.005	11.906	22.647	336.405		
Campine . . . . .	122.524	45	11.464	—	9.049	11.464	5.801	75.258	827	5.428	3.159	21.831	170	16.977	48.044	677.681		
Royaume . . . . .	547.648	9.798	non encore connue	—	19.629	41.176	47.910	120.622	20.219	43.216	79.861	81.810	17.457	72.882	133.903	2.061.884		
1951 Août . . . . .	532.505	10.715	—	—	15.420	40.633	45.657	118.770	19.582	45.559	79.274	76.718	18.175	70.894	152.890	2.059.104		
Juillet . . . . .	458.046	11.372	—	—	14.348	31.908	40.325	106.189	17.320	45.239	81.004	72.064	14.195	59.449	146.194	1.949.855		
Juin . . . . .	567.394	12.339	—	—	19.169	37.771	50.572	119.986	23.501	44.817	106.144	83.280	23.177	76.950	173.744	2.388.350		

GENRE	Fours en activité		Charbon d'enfournement (t)		Huiles combustibles		Production					COKE (t)						Débit		Ouvriers occupés						
	Batteries	Fours	Belge	Etranger	Total	Total	Gros coke plus de 80 mm		Consommation propre			Secteur domestique	Administrations publiques	Siderurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations		Total	Stock en fin de mois				
							Total	Autres	Distribution gratuite au personnel	Consommation propre	Siderurgie												Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs
Métallurgiques (1)	20	825	296.987	70.357	367 344	—	242.503	50.414	292.917	2.871	1.874	5.775	347	288.745	1.523	—	80	6.391	7.654	315	266	30	776	2 063		
Autres (1)	20	623	254.372	64 783	319.155	218	168.003	75.576	243 579	13.186	1.103	8.584	1.669	109.739	99	—	1.260	52.247	58.508	246	501	44.887	2.468			
Le Royaume (1)	40	1.448	551.359	135.140	686.499	218	410.506	125.990	536 496	16.057	2.977	14.359	2.016	398.484	1.622	—	1.310	58 638	69.162	561	707	75.623	4.531			
1951 Juillet	39	1.445	532.217	132.361	664.578	275	389.076	119.935	509 011	16.261	2.111	11.403	1.252	353.642	1 378	35	769	54.814	47.945	473	249	77.236	4.617			
1951 Juin	39	1.428	499.585	141.870	641.455	728	378.578	115.823	494.401	17.532	2.277	13.919	1.418	357.969	980	57	1.810	53.368	39.013	470.811	57.735	4.575				
1951 Mai	41	1.601	547.978	131.576	679.554	1.426	400.703	120.083	520.786	17.751	2.602	15.107	2.184	378.888	1.500	81	1.113	66.184	29.980	497.639	51.677	4.272				
1950 Août	—	—	421.260	34.350	455.610	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
1950 moy. mens.	—	—	482.347	24.459	507.006	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
1949 »	44	1.532	487.757	66.436	554.193	992	315.740	103.825	419.566	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
1948 »	47	1.510	454.585	157.180	611.765	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
1938 »	56	1.669	399.063	158.763	557.826	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
1913 »	—	2 898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

(1) Chiffres provisoires.

GENRE	PERIODE	GAZ (en 1.000 m3) (1)				SOUS-PRODUITS (t)				Production (t)				Matières premières (t)				PERIODE			
		Production	Consommation propre	Débit		Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Boulets	Briques	Totale	Consommation propre	Distribution gratuite au personnel	Charbon	Brai	Rapport Brai Production en %		Ventes et cessions	Stock (fin du mois)	Ouvriers occupés
				Synthèse	Siderurgie																
Métallurgiques		119.849	72.714	119.561	43 565	1.320	9.070	3.386	—	71.916	57 974	129.890	1.269	75	119.875	11.048	8,5	127.948	6.469	698	
Autres		115.130	57.690	53.584	—	971	8.308	2.912	—	52.897	56.512	109.349	1.080	66	100.827	9.211	8,4	180.156	5.871	673	
Le Royaume		234.979	130.401	73.145	43.565	2.291	17.378	6.298	—	73.856	68.314	142.170	1.377	78	121.488	10.924	8,3	129.541	5.824	680	
1951 Juillet		229.071	127.493	72.700	39.022	1.885	16.547	6.229	2.202	73.856	68.314	142.170	1.377	87	131.529	11.770	8,28	140.151	5.256	744	
1951 Juin		224.893	125.553	67.742	41.683	1.550	16.674	5.870	2.767	(*)	71.980	1.680	280	87	66.120	6 180	8,6	73.740	18.230	511	
1951 Mai		236.997	133.502	70.863	41.913	2.427	17.665	6.146	2.738	(*)	84.977	2.488	377	87	78.180	7.322	8,6	85.999	14.990	552	
1950 Août		(*)	(3)	(3)	(3)	(*)	—	—	—	38.898	46.079	84.977	—	—	60.240	5 568	8,52	63 697	—	462	
1950 moy. mens.		196 979	(3)	(3)	(*)	1 614	15.129	5.208	3.235	20.574	44.702	65.276	—	—	74.702	6 625	8,19	—	—	563	
1949 »		185.659	140 644	(3)	(3)	(3)	16.053	5.624	4 978	27.014	53.834	80.848	—	—	39.742	102 918	142.690	—	—	873	
1948 »		90.208(2)	(3)	(3)	(3)	—	—	—	—	39.742	102 918	142.690	—	—	197.174	—	—	—	—	—	
1938 »		75.334(2)	(3)	(3)	(3)	—	14 172	5.186	4.635	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

(1) A 4.250 cal., O° et 760 mm Hg. (2) Non utilisé à la fabrication. (3) Non recensés.

(\*) En raison des changements à l'établissement des statistiques, ces données seront fournies ultérieurement.

(1) Fin décembre.

(\*) En raison des changements à l'établissement des statistiques, ces données seront fournies ultérieurement.

## BELGIQUE

## BOIS DE MINES

AOÛT 1951.

## BRAI

AOÛT 1951.

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommation (y compris les export.) m³	Stock m³	Quantités reçues t			Consommation totale (y compris les export.) t	Stock t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1951 Août . . . . .	87.802	81.276	169.084	84.568	446.964	5.198	3.514	8.712	10.657	12.136	278
Juillet . . . . .	67.184	16.139	83.323	75.085	362.448	4.483	6.390	10.873	8.819	14.081	352
Juin . . . . .	69.043	20.499	89.542	92.177	354.210	6.754	2.793	9.547	10.730	12.027	396
Mai . . . . .	51.451	17.459	68.910	88.231	356.895	6.276	3.216	9.492	11.610	13.210	471
1950 Août . . . . .	78.325	6.160	84.485	74.959	631.194	2.178	—	2.176	6.158	31.291	328
Moy. mens. . . . .	62.036	12.863	74.904	88.027	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.271	31.325(1)	1.794
1949 » » . . . . .	75.955	26.189	102.144	104.962	727.491(1)	2.962	853	3.815	5.609	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

## BELGIQUE

## METAUX NON-FERREUX ET ALLIAGES

AOÛT 1951.

PERIODE	Produits bruts (1 <sup>re</sup> et 2 <sup>e</sup> fusions)							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total t	Argent, or, platine, etc. kg.	A l'exception des métaux précieux t		Argent, or, platine, etc. kg.
1951 Août . . . . .	11.416	16.340	7.031	1.038	108	413	36.346	27.056,5 <sup>1</sup>	15.138	1.850	16.652
Juillet . . . . .	10.853	16.519	7.970	896	95	476	36.809	26.554	14.052	1.462	16.650
Juin . . . . .	11.838	17.071	5.640	867	139	520	36.105	25.133	16.677	1.652	16.672
Mai . . . . .	11.810	17.424	5.466	1.016	138	526	36.380	25.030	15.829	1.782	16.604
1950 Août . . . . .	11.554	13.814	4.745	859	131	363	31.466	18.982	12.632	1.892	14.790
Moy. mens. . . . .	11.437	14.777	5.175	864	141	391	32.785	19.512	13.060	1.788	15.053

N.B. - 1. Produits bruts : moyennes trimestrielles. 2. Produits demi-finis : moyennes mensuelles.

## BELGIQUE

## SIDE

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis (1)		PRODU Prod			
		Fonte	Acier	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands (2)	Profils et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1951 Août . . . . .	49	412.845	428.932	5.198	66.689	11.138	111.832	19.348	13.476	36.60
Juillet . . . . .	49	388.917	390.418	4.183	65.224	12.162	98.802	14.172	10.112	34.89
Juin . . . . .	49	407.520	432.597	5.847	78.912	8.166	123.227	20.674	12.201	39.90
Mai . . . . .	49	403.866	409.696	5.417	69.949	10.324	110.743	17.891	11.484	37.39
1950 Août . . . . .	39	268.778	269.771	10.783	32.470	2.400	91.372	8.904	12.995	26.81
moy. mensuelle . . . . .	39(3)	307.749	311.392	4.233	41.091	13.530	97.104	14.387	9.035	33.71
1949 moy. mensuelle . . . . .	48	312.441	315.203	2.965	58.052	—	91.460	17.286	10.370	29.27
1948 » » . . . . .	51	327.416	321.509	2.573	61.951	—	70.980	39.383	9.853	28.97
1938 » » . . . . .	50	202.177	184.369	3.524	37.839	—	43.200	26.010	9.337	10.60
1913 » » . . . . .	51	207.058	200.398	25.363	127.083	—	51.177	30.219	28.489	11.85

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine où les a produits. (2) Non compris l'acier mou

Pays d'origine Période Répartition	IMPORTATIONS				Destinations	EXPORTATIONS		
	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignite		Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne . . . . .	29 785	—	—	4.861	Congo Belge . . . . .	—	10	1.000
France . . . . .	90	—	—	—	Danemark . . . . .	—	3.045	—
Maroc . . . . .	—	—	—	—	Espagne . . . . .	12.314	2.750	—
Pays-Pas . . . . .	—	—	—	939	Finlande . . . . .	5.287	21.055	900
Royaume-Uni . . . . .	39.633	—	—	—	France . . . . .	33.837	11.062	—
Etats-Unis d'Amérique	59.934	—	—	—	Gd-Duché de Lux. . . . .	320	12.027	885
					Irlande . . . . .	—	610	—
					Italie . . . . .	62.501	—	1.850
					Norvège . . . . .	2.040	—	—
Total Juillet 1951 . . . . .	129.442	—	—	5.804	Pays-Bas . . . . .	14.402	—	5.846
Juin . . . . .	211.833	—	—	8.946	Portugal . . . . .	5.901	—	2.150
Mai . . . . .	161.419	—	—	8.969	Suisse . . . . .	8.426	12.137	3.067
Avril . . . . .	120.921	—	48	5.994	Yougoslavie . . . . .	—	1.999	—
1950 Juillet . . . . .	57.488	—	—	3.856	Autres pays . . . . .	—	1.775	—
Moy. mensuelle . . . . .	54.002	2.883	—	5.524				
					Total Juillet 1951 . . . . .	145.028	46.470	15.698
					Juin . . . . .	172.193	37.513	13.323
					Mai . . . . .	137.198	30.601	22.516
					Avril . . . . .	120.365	22.034	24.582
Répartition :					1950 Juillet . . . . .	142.803	40.449	1.755
1) Secteur domestique.	27.125	—	—	5 1'4	Moy. mensuelle . . . . .	226.491	43.839	2.078
2) Secteur industriel.	102.317	—	—	700				

PRODUCTION									Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés	
36.123	5.727	2.194	54.959	8.292	33 680	5 528	327.761	3 925	50.375
31.760	4.825	2.216	43.443	6 643	25.109	6 436	278.414	3 020	49.895
39.019	5 133	2.810	43.367	18.927	30.780	4.848	340.895	3.642	54.084
36.310	4.555	3.041	41.042	17 354	32 001	4.144	315.961	3.413	49.686
21.557	6.884	2.039	20.923	11.985	17.392	2.810	223.672	1 652	43 167
24 124	6.327	1.953	23.440	12.051	19 913	4.002	246.052	1.981	43.428
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques						
30.715	5.831	3.184	23.449	9.154	23 097	3.526	247.349	—	40.506
			Tôles fines						
Grosses tôles	Tôles moyennes			Tôles galva- nisées	Feuillards et tubes en acier				
28.780	12.140	2.818	18 194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
16 460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9 883	—	—	3.530	154.822	—	35.200

Hauts-fourneaux en activité au 31 décembre.



# La gazéification souterraine dans les divers pays

RAPPORT D'INICHAR

(Suite)

## SAMENVATTING

### V. — Experimenten te Bois-La-Dame (Luik).

In de twee grote-schaal experimenten van Bois-la-Dame werd de stroommethode toegepast op een overhellende steilte ( $87^\circ$ ) van de laag Wérisseau (13 % V.B.).

Twee horizontale galerijen, verbonden met een schuine doortocht, vormden een terugslaan pijler. Het gas stroomde van boven naar beneden door de 48 m lange,  $57^\circ$  hellende doortocht (vuurpijler) en werd langs de horizontale galerijen aan- en afgevoerd.

Het vuur werd de 5 Februari 1948 in de doortocht aangestoken. Hierop volgden tot op 12 Maart verschillende experimenten met luchtdebieten tussen 2.000 en 14.000 m<sup>3</sup>/h.

Merkwaardig was, gedurende deze tijdsperiode, de gelijkmatigheid van de stromingsweerstand. De stromingswet wijst erop dat hier een tussengeval voorhanden was tussen de turbulente en de laminaire stroming.

Gedurende het verloop van de experimenten (35 dagen) heeft de vuurzone zich over een 100 m uitgerekt. Ondanks de werking van de watersproeiers heeft het vuur zich hoofdzakelijk stroomafwaarts, in de uitgangsgalerij, uitgebreid.

In het algemeen had de opvoering van het debiet een gunstige invloed op de gasontwikkeling. De zuurstof van de ingeblazen lucht kon bijna volledig uitgeput worden. Drie maal werd, na het langdurig inblazen van een sterk luchtdebiet, gas bekomen met een verwarmingsvermogen dat meerdere uren of verscheidene dagen tussen 500 en 700 cal/m<sup>3</sup> schommelen bleef (12 Februari, 20 Februari, 7 Maart).

Bij het plotselings smoren van de luchtstroom werd eveneens gas aan 450 cal/m<sup>3</sup> voortgebracht. Door de stroom herhaaldelijk te onderbreken bekwam men zelfs kleine hoeveelheden gas aan 1.000 cal/m<sup>3</sup>.

Uit de balansberekeningen blijkt nochtans dat de brandbare componenten van het gas hoofdzakelijk uit de vluchtige bestanddelen van de steenkolen voortkwamen, en dat de eigenlijke vergassing hier slechts een ondergeschikte rol gespeeld heeft.

### V. — ESSAIS DE BOIS-LA-DAME (Liège).

#### SOMMAIRE

Introduction.

Annexe concernant la définition des unités employées.

#### Cadre général des essais.

- a) Gisement.
- b) Composition du charbon.
- c) Nature des épontes.

#### A. — Chantier n° 1.

1. — Description du chantier.

- a) Travaux souterrains;
- b) Installations de surface.

2. — Journal de l'essai.

- a) Allumage;
- b) Soufflage continu;
- c) Soufflage discontinu;
- d) Période d'extinction.

3. — Résultats.

- a) Résistance du chantier au passage du courant gazeux;
- b) Localisation de la zone de feu;
- c) Composition du gaz :
  - $\alpha$  Résultats généraux.
  - $\beta$  Correction due aux rentrées d'air.
  - $\gamma$  Bilan matières.
  - $\delta$  Analyse des différentes phases de l'essai.
    - Débits élevés
    - Faibles débits
    - Soufflage discontinu
    - Gaz à l'eau
    - Recyclage
  - $\epsilon$  Evolution du gaz le long du trajet souterrain.
  - $\zeta$  Rôle de la distillation.
  - $\eta$  Influence du débit.
- d) Bilan thermique.

## 4. — Conclusions générales de l'essai n° 1.

- a) Consommation de charbon;
- b) Comportement du terrain;
- c) Zone de feu;

- d) Nature et qualité du gaz;
- e) Elaboration du gaz;
- f) Régime pulsatoire;
- g) Bilan thermique.

## INTRODUCTION

La Belgique s'est intéressée à la gazéification souterraine après la dernière guerre. Au mois de décembre 1944, un syndicat, dénommé Syndigaz, s'est constitué sous forme d'Association en participation dans le but de rechercher les méthodes de gazéification de la houille en veine appropriées au gisement belge. Ce syndicat groupait vingt-six entreprises intéressées à l'extraction ou à l'utilisation de la houille et de ses sous-produits.

Par décision du Conseil des Ministres en date du 4 septembre 1945, des crédits furent prévus par le Gouvernement belge en vue d'octroyer une subvention à Syndigaz pour l'aider dans ses recherches.

En 1947, Syndigaz céda son actif et son passif à la Société coopérative Socogaz, chargée de poursuivre les mêmes travaux. Socogaz, ayant la personnalité juridique, pouvait négocier plus aisément, notamment avec des organismes de divers pays dont l'intérêt avait été éveillé par les recherches entreprises en Belgique.

Durant ces négociations, un essai de gazéification souterraine était préparé au siège inactif de Bois-la-Dame, situé à Wandre près de Liège, dans la concession de la S.A. des Charbonnages de Bonne-Espérance, Batterie et Violette. Cet essai, premier en date, eut lieu du 5 février au 12 mars 1948.

Le 27 mai 1948, un accord fut conclu entre Socogaz et les Charbonnages de France en vue de poursuivre en commun des recherches de gazéification souterraine.

Le 14 décembre 1948, un accord analogue fut conclu entre Socogaz et les Charbonnages de Pologne; chacun des trois participants s'engageait à apporter à la recherche la somme de 50 millions de francs belges, l'apport de Socogaz étant représenté en partie par les travaux déjà exécutés. La haute direction des travaux était confiée à un Comité International tripartite; leur exécution incombait à Socogaz.

Un deuxième essai eut lieu au siège Bois-la-Dame, à partir du 6 novembre 1949; il comporta trois périodes actives de gazéification :

- du 6 au 12 novembre 1949,
- du 11 au 18 mai 1950,
- du 1<sup>er</sup> au 6 septembre 1950.

Les périodes intermédiaires furent consacrées à des travaux de réfection, préparation, etc.

Les essais souterrains du siège Bois-la-Dame pouvant être considérés comme terminés, il est opportun d'en donner un compte rendu détaillé et d'en tirer objectivement les conclusions.

A cet effet, il a été décidé de constituer un Comité comprenant des délégués de chacun des trois pays intéressés, désignés respectivement par :

le Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France, en ce qui concerne la France, l'Institut National du Charbon, en ce qui concerne la Pologne,

l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, en ce qui concerne la Belgique.

Ce Comité s'est réuni à différentes reprises, à Liège, au siège de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière Belge, et au lieu même des expériences, à Bois-la-Dame.

Il a disposé d'une abondante documentation mise à sa disposition par la direction de Socogaz. Il s'est entretenu avec différents ingénieurs et membres de cette Société, qui ont participé aux essais.

Il a rassemblé les renseignements d'origine française, polonaise et belge recueillis antérieurement. Socogaz lui a en outre fourni, à sa demande, de nombreuses informations complémentaires. De tout cela résulte le rapport ci-après.

## ANNEXE

## Définition des termes et notations utilisés dans le texte du rapport.

Sauf indication contraire :

Par « charbon net » ou « charbon », on désigne le charbon supposé sec et sans cendres.

La composition du charbon est donnée en pour-cent pondéraux des différents éléments C, H, O, N.

L'analyse immédiate du charbon donne, en pour-cent pondéraux du charbon net, le carbone fixe  $C_f$  et les matières volatiles MV, déterminés par la méthode ABS 56.15 (chauffage à 1.050° C pendant 40 minutes).

La composition des roches encaissantes est donnée en pour-cent pondéraux des différents oxydes.

Les quantités de charbon sont données en kg ou en tonnes métriques.

Les quantités de gaz ou d'air sont toujours exprimées en mètres cubes normaux (secs) (à 0° C, 760 mm Hg), les débits, en mètres cubes normaux par heure (Nm<sup>3</sup>/h).

Les compositions de gaz sont données en pour-cent volumétriques sur gaz sec.

Les pressions (+) et dépressions (—) sont données en millimètres de hauteur d'eau (mm H<sub>2</sub>O) ou, ce qui revient au même, en kg/m<sup>2</sup>, (1 kg/m<sup>2</sup> = 1 mm H<sub>2</sub>O).

Les calories sont toujours de grandes calories (1 kg H<sub>2</sub>O — degré centigrade).



Les pouvoirs calorifiques sont exprimés en calories par kg de charbon net et en calories par Nm<sup>3</sup> sec de gaz.

Le pouvoir calorifique supérieur (P.C.S.) est celui que l'on obtiendrait en condensant complètement dans le calorimètre la vapeur d'eau produite par la combustion à pression constante.

Le pouvoir calorifique inférieur (P.C.I.) est celui que l'on obtiendrait en laissant échapper à l'état de vapeur toute l'eau produite.

Les combustibles (charbon ou gaz) étant supposés secs, l'eau hygroscopique n'intervient pas ici. La différence entre PCS et PCI correspond donc uniquement à la chaleur de vaporisation de l'eau formée par la combustion de l'hydrogène du combustible.

Pour les calculs, nous avons admis les pouvoirs calorifiques suivants :

	PCS	PCI
C ..... (cal/kg)	8.100	8.100
CO ..... (cal/Nm <sup>3</sup> )	3.020	3.020
H <sub>2</sub> ..... (cal/Nm <sup>3</sup> )	3.050	2.570
CH <sub>4</sub> ..... (cal/Nm <sup>3</sup> )	9.520	8.550
C <sub>n</sub> H <sub>m</sub> (*) (cal/Nm <sup>3</sup> )	15.200	14.320

(\*) Assimilés à C<sub>2</sub>H<sub>4</sub>.

L'orifice équivalent est défini au paragraphe A, 5, a.

Les différents paramètres intervenant dans le bilan matière sont définis au paragraphe A, 5, c, γ.

Les différents paramètres intervenant dans le bilan thermique sont définis au paragraphe A, 5, d.

**Cadre général des essais.**

La Société Syndigaz, devenue par la suite Socogaz, a entrepris son premier essai de gazéification souterraine à Wandre, près de Liège, au siège de Bois-la-Dame, mis à sa disposition par la S.A. des Charbonnages de Bonne Espérance, Batterie et Violette, qui a joué un rôle actif dans la constitution de Syndigaz.

Ce siège, établi à flanc de coteau, sur le bord est de la vallée de la Meuse, ne sert plus à l'extraction depuis une cinquantaine d'années, mais un des puits est utilisé comme retour d'air par le charbonnage voisin de Wandre appartenant à la même Société.

a) Gisement (Fig. 1).

Le bassin houiller de Liège, allongé dans la direction S.O.-N.E., a la forme d'un synclinal dissymétrique dont le bord sud, le long de la faille Eifelienne, est fortement plissé et redressé jusqu'à la verticale par une poussée venue du massif ardennais, tandis que le bord nord, adossé à l'anticlinal du Brabant, consiste en plateaux à pendage sud qui viennent affleurer sous une couverture peu importante de morts-terrains.

La structure du gisement est fortement compliquée par de nombreuses failles d'affaissement ou de charriage et par des plis secondaires, parallèles à l'axe du bassin.

La partie N.E. du bassin est coupée par deux de ces plis, orientés S.O.-N.E. et s'ennoyant vers le sud-ouest.

Leur structure est d'ailleurs encore imparfaitement connue, car ils correspondent à des parties pauvres du gisement.

Le plus septentrional de ces deux plis porte le nom d'anticlinal de Cointe. C'est au nord de cet anticlinal qu'est établi le siège de Bois-la-Dame. On y trouve des plateaux correspondant à l'allure générale du flanc nord du bassin de Liège et, dans le sud de la concession, des dressants renversés correspondant à la retombée nord de l'anticlinal de Cointe.

Les couches recoupées à faible profondeur sont voisines de l'horizon de Quaregnon; elles sont constituées de charbon quart-gras (15 % de matières volatiles).

On décida d'établir le chantier à 150 m environ au sud des puits existants, dans un dressant renversé, incliné à 87°, de la couche Wérisseau (0,90 m de puissance).

Entre 1875 et 1945, une dizaine de couches de charbon, dont la puissance varie entre 0,50 m et 1,40 m, ont été exploitées en plateaux et partiellement remblayées à l'aplomb du panneau de gazéification, entre des niveaux situés à 150 et à 325 m sous la base du chantier.

Entre les deux essais de gazéification, une exploitation a passé dans une couche de 1,25 m, à 240 m sous le chantier (1948), et une autre dans une couche de 0,50 m, à 450 m sous le chantier (1949).

Le terrain était donc probablement fissuré préalablement aux expériences et le second chantier se trouvait dans la zone d'influence de travaux récents lors de sa mise à feu.

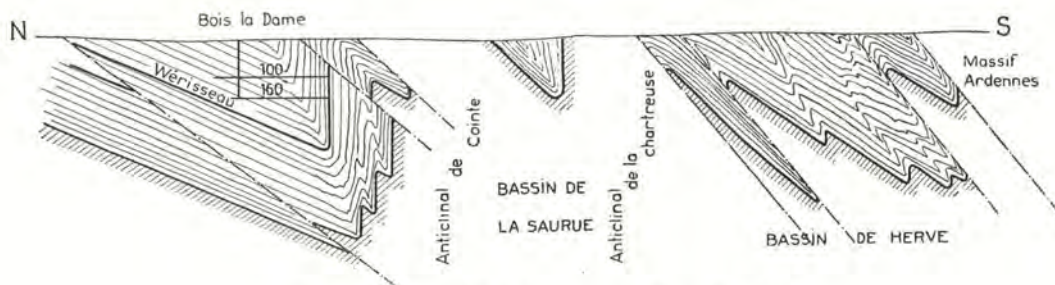


Fig. 1. — Coupe N.S schématique du bassin de Liège.

b) *Composition du charbon.*

La couche Wérisseau est salée par deux minces intercalations de schiste charbonneux (2-3 cm). Elle possède un faux mur (mur géologique) très charbonneux, d'épaisseur variable (de 12 à 23 cm). La couche proprement dite a une teneur en cendres voisine de 10 % dans les parties les plus propres. Pour l'ensemble de la veine, cette teneur est de l'ordre de 20 %, très variable cependant à cause des variations de puissance de la couche et du faux mur.

L'analyse élémentaire du charbon net et sa teneur en matières volatiles ont été déterminées par extrapolation, à partir d'échantillons à teneurs en cendres diverses. On a ainsi éliminé l'influence des matières volatiles contenues dans le stérile et celle de l'eau d'hydratation des schistes.

Pour la détermination du carbone, on a tenu compte du CO<sub>2</sub> des carbonates (en quantité minime d'ailleurs).

Les chiffres indiqués au tableau I pour l'azote et l'oxygène sont approximatifs.

TABLEAU I.

Analyse immédiate				Analyse élémentaire				PCS	PCI
H <sub>2</sub> O	Cendres	C <sub>f</sub>	MV	C	H	O	N	mesuré	
sur brut		sur sec		sur charbon net (sec et sans cendres)					
5,0	19,0	87,7	12,5	92,0	4,0	2,8	1,2	8,750	8,525

c) *Nature des épontes.*

Le toit géologique de la couche Wérisseau est constitué par un schiste assez homogène, le mur par un schiste plus ou moins gréseux et beaucoup plus

hétérogène. Des analyses et des essais de fusibilité ont été exécutés sur plusieurs échantillons du toit et du mur. Le tableau II donne la moyenne des résultats obtenus.

TABLEAU II.

			Toit	Mur		
Composition chimique	Si O <sub>2</sub>	} réfractaires	58,1	} 80,5	79,7	} 91,2
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> + Ti O <sub>2</sub>		22,2		11,5	
	Fe O	} fondants	5,6	} 10,7	2,1	} 4,4
	Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O		5,1		2,5	
	Ca O	} carbonates	0,4	} 1,0	0,2	} 1,0
Mg O	1,5		0,8			
	CO <sub>2</sub> (carbonates)	} perte au feu	2,0	} 7,1	1,0	} 5,4
	Matières organiques		5,1		2,4	
			100,0	100,0	100,0	100,0
Fusibilité (atm. réductrice)	Début d'affaissement sous 2 kg/cm <sup>2</sup>		1.060° C	1.125° C		
	Début de fusion .....		1.295° C	1.390° C		
	Fusion .....		1.360° C	1.440° C		
	Grésage .....		1.460° C	1.525° C		

Les essais de fusibilité en atmosphère oxydante donnent des températures de fusion et de ramollissement légèrement supérieures.

Par suite du dégagement des matières volatiles, les échantillons gonflent et se boursoufflent avant de fondre, ce qui rend délicate la détermination exacte

des points de fusion.

Des essais de conductibilité thermique, assez peu précis toutefois, indiquent pour les roches du toit une conductibilité égale à 1,5 fois environ celle du mur de la couche. La conductibilité moindre du mur semble due à son hétérogénéité.

## A. — CHANTIER N° 1.

## 1. — Description du chantier.

## a) Travaux souterrains (Fig. 2).

*Schéma général.*

Le chantier de gazéification, pris dans le dressant de la couche Wérisseau (voir plus haut), com-

porte deux galeries horizontales, distantes verticalement de 60 mètres environ et réunies par un montage incliné à 57°. Le feu, allumé dans le montage, attaque le panneau à la manière d'une taille rabattante, se déplaçant parallèlement à elle-même.

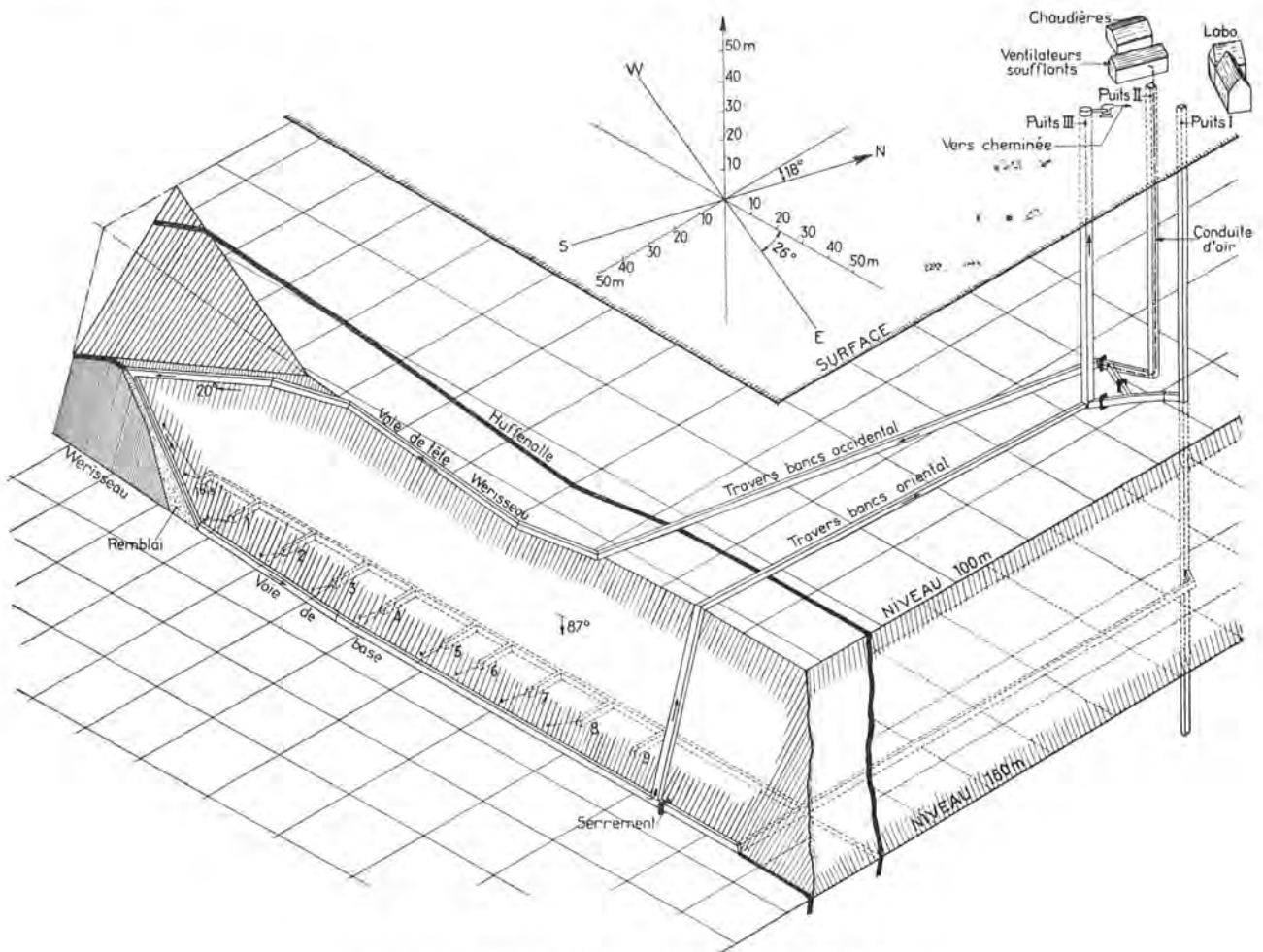


Fig. 2. — Perspective oblique du chantier n° 1 de Bois-la-Dame.

Le courant gazeux, envoyé de la surface par des ventilateurs, pénètre dans le chantier par la galerie supérieure, descend dans la taille et ressort par la galerie inférieure. Les galeries composant ce circuit sont isolées du reste de la mine par des serremments étanches.

Pour obtenir une attaque régulière du panneau, il faut éviter la remontée du feu vers la tête du chantier ou sa fuite dans la galerie de sortie et maintenir la zone de réaction dans la taille même.

A cet effet, le charbon formant la sole de la voie de tête est recouvert d'une couche protectrice d'argile ou de béton, l'empêchant de s'allumer en amont de la tête de taille. Cette couverture se détruit d'elle-même lors de la progression régulière du front de feu sous la galerie.

Des dispositifs spéciaux (clapets télécommandés) devaient mettre progressivement hors-circuit la partie aval de la galerie et amener l'air directement en contact avec le charbon, sous la couche de béton. En fait, ils n'ont pas été utilisés.

Dans la galerie de base, des pulvérisateurs d'eau refroidissent le gaz avant sa sortie du chantier, de façon à geler les réactions de rétrogradation éventuelles et à protéger les galeries de retour contre les températures trop élevées.

Le sens descendant adopté pour la circulation du courant gazeux, contraire à la pratique minière et au sens de l'aéragé naturel, a été jugé nécessaire pour permettre l'installation des dispositifs destinés à régler l'avancement du feu. Avec un courant ascendant, on aurait pu craindre la chute du revêtement placé à la couronne de la galerie de base, servant dans ce cas d'entrée, ou l'inondation du chantier par les pulvérisateurs installés dans la galerie de tête, servant de sortie.

L'inclinaison du montage a été choisie égale à l'angle de talus naturel des schistes du toit, de façon que la chute des débris maintienne une ouverture plus ou moins constante de la taille, sans obstruction ni élargissement exagéré de la section.

*Premiers travaux.*

Pour éviter d'équiper les puits pour l'entrée et la sortie des gaz, on envisagea tout d'abord d'établir le panneau de gazéification entre les niveaux 0 et - 67 m (par rapport à l'orifice des puits) en creusant deux tunnels à flanc de coteau, au niveau des installations de surface et à celui du fond de la vallée.

Ces tunnels ne rencontrèrent qu'une zone failleuse. Aussi résolut-on d'établir le panneau plus bas, entre les niveaux de 100 et 160 mètres

### *Le chantier proprement dit.*

Ce panneau est limité par deux voies de niveau, hautes de 2 mètres, aux cotes 154 m et 97 m (160 m et 100 m en chiffres ronds), chassant vers l'ouest, et par un montage dans la couche, incliné à 57° et réunissant l'extrémité des deux voies.

La voie de 100 m, ayant rencontré une faille cisailante, descend dans ses 87 derniers mètres selon une pente de 15° à 20°, ce qui réduit à 48 m la longueur du montage de feu.

L'entrée d'air se fait par la voie au niveau de 100 m, reliée au puits n° II par un travers-bancs nord-sud de section trapézoïdale (2 m × 2 m). Le gaz sort du chantier par la voie de 160 m, remonte au niveau de 100 m par un montage maçonné, creusé suivant la pente de la couche, et revient jusqu'au puits n° III par un second travers-bancs au niveau de 100 m.

Les emplacements des clapets destinés à régler l'avancement du feu ont été préparés dans la voie de tête. En fin de compte cependant, on a renoncé à installer ces appareils, jugés trop complexes et d'un fonctionnement incertain. Ils ne seront pas décrits ici.

Le sol de la galerie de tête a été recouvert, sur les 30 derniers mètres, d'une couche d'argile bien tassée de 30 cm d'épaisseur.

La largeur du montage de feu, de l'ordre de 3 m au moment du creusement, a été réduite à 0,60 m par un remblai de pierres destiné à protéger le charbon situé du côté opposé au panneau à gazéifier.

Une saignée continue, de 1,50 m de profondeur, a été pratiquée au pic et à l'explosif tout le long du front de taille dans le toit géométrique (mur géologique) pour amorcer le loudroyage.

Une venue d'eau de plusieurs centaines de litres à l'heure, due sans doute à la proximité du dérangement longé par la voie de tête, débouche dans le toit (géométrique) du montage, à quelques mètres de la tête de taille.

La galerie de base (chassage à 154 m) est pourvue d'un soutènement métallique avec, au sommet, un garnissage en tôles perforées, permettant le passage des gaz tout en maintenant le charbon en place. Le sol a été recouvert d'une couche d'argile tassée de 30 cm d'épaisseur.

Les pulvérisateurs d'eau ou « atomiseurs », installés dans cette galerie, sont constitués par des petites turbines placées dans l'axe de la galerie et projettent l'eau radialement en pluie.

Ils sont montés par groupes de six (formant une rampe d'une vingtaine de mètres de longueur) sur chaque tuyau d'alimentation et peuvent débiter un total de 6 m<sup>3</sup>/h par rampe.

La galerie de 154 m est fermée par un serrement au delà du pied du montage de retour des gaz. Ce montage a une section de 2,50 m × 0,90 m. Le charbon des parois est protégé par des murs en briques de laitier de 0,50 m, dans lesquels sont ancrés, à 1,10 m d'intervalle, des rails de 25 kg/m formant bèles. Des tôles perforées sont placées contre les épontes. Le travers-bancs de retour des gaz à 100 m est également pourvu d'un soutènement métallique.

Le circuit des gaz (entrée et sortie) devait donc exclusivement comporter des galeries et puits de mine, sans conduites métalliques. Cependant, des défauts d'étanchéité constatés dans le revêtement en maçonnerie du puits II (entrée d'air) ont rendu nécessaire la pose, dans ce puits, d'une conduite en tôle de 640 mm de diamètre, amenant l'air comburant dans le travers-bancs d'entrée d'air, à 100 m, à travers un massif en béton de 2,50 m.

Pour rendre étanche le puits III (sortie des gaz), on a posé un blindage en tôle sur les 12 m supérieurs du puits. Ce blindage est solidarisé avec le terrain par injection de béton. La conduite de gaz se raccorde au puits par un couvercle solidaire du blindage.

De plus, on a établi un anneau de béton au niveau de 64 m où le puits traverse des anciens travaux.

### *Galeries d'observation et d'accès.*

Un travers-bancs, creusé à l'étage de 160 m et partant du puits I, permet l'accès du serrement fermant la galerie de base au pied du montage de retour des gaz.

De ce travers-bancs part également une voie de niveau dans la couche Huffenalle, séparée de Wérisseau par une stampe de 27 m. A partir de cette voie, neuf recoupes, prolongées par des trous de sonde, ont été creusées en roche vers le panneau de gazéification. Les trous de sonde permettent : les uns, l'alimentation en eau des atomiseurs placés dans la voie de retour des gaz, les autres, le passage des fils des couples thermoélectriques placés dans le charbon au-dessus de cette galerie, d'autres encore, le prélèvement d'échantillons de gaz en différents points du circuit.

### *b) Installations de surface.*

#### *Soufflerie.*

A l'entrée d'air, trois ventilateurs centrifuges assurent chacun un débit de 12.000 m<sup>3</sup>/h sous 800 mm de pression. Les conduites reliant ces ventilateurs sont équipées de vannes et de registres, permettant leur marche en série ou en parallèle à volonté (en réalité, seule la marche en série s'est avérée utilisable pratiquement) ou même un recyclage des gaz (en reliant l'aspiration des ventilateurs soufflants à la sortie des gaz). Les moteurs asynchrones de 72 CV actionnant ces ventilateurs ont dû être remplacés, au cours de l'essai, par des moteurs plus puissants, de 120 à 165 CV.

A la sortie du puits III, un ventilateur aspirant maintient en dépression les galeries d'évacuation du gaz et refoule celui-ci dans une cheminée débouchant à 40 m au-dessus du niveau des installations de surface. Il peut débiter 20.000 m<sup>3</sup>/h sous une dépression de 250 mm.

#### *Chaudières.*

Deux chaudières, type locomotive, timbrées à 12 kg/cm<sup>2</sup>, d'une surface de chauffe de 136 m<sup>2</sup> et capables d'un débit de 3 tonnes de vapeur à l'heure, ont été installées près de la salle des ventilateurs, à proximité du puits II.

Ces chaudières devaient fournir la vapeur nécessaire pour fonctionner en régime de gaz à l'eau ou de gaz mixte et, en cas de danger, pour étouffer le feu.

*Appareils de mesure.*

Les appareils de mesure (débitmètres, pressiomètres, pyromètres) sont tous à commande à distance. Leurs indications sont répétées électriquement sur le vaste tableau de la salle de dispatch et enregistrées automatiquement.

Les débits sont mesurés par des débitmètres à tore Intégra, reliés à des diaphragmes placés en tête du puits II (mesure du débit de comburant), sur la conduite d'amenée de vapeur et sur la canalisation de refoulement des gaz produits. Cette dernière mesure (débit de gaz), influencée par la température, la teneur en vapeur d'eau et le poids spécifique du courant gazeux, est cependant fort peu précise et les chiffres obtenus n'ont qu'une valeur relative.

Des prises de pression statique sont disposées aux mêmes points. Un baromètre et un hygromètre sont placés à proximité de l'aspiration des ventilateurs.

Deux prises de gaz branchées sur la conduite d'évacuation des gaz (à côté d'un thermo-couple) aboutissent à une petite installation d'épuration, se composant de deux réfrigérants, deux condenseurs et deux épurateurs à limonite travaillant en parallèle.

Le gaz envoyé vers le laboratoire par un extracteur met, pour y parvenir, une minute environ depuis le moment de son prélèvement.

Les gaz sont analysés, soit à l'appareil d'Orsat à main, soit par des analyseurs automatiques « Mono », de fabrication Meihak, Hambourg, donnant les proportions volumétriques en N<sub>2</sub>, pour le premier, O<sub>2</sub> pour le second et, pour le troisième, en CO<sub>2</sub> et H<sub>2</sub> ou en CO<sub>2</sub> et (CO<sub>2</sub> + CO + H<sub>2</sub> + CH<sub>4</sub>).

Cependant, le fonctionnement du Mono oxygène n'a guère été satisfaisant pendant l'essai. D'autre part, l'oxygène présent dans le gaz fausse les résultats des appareils dosant les composants combustibles. Les indications des Monos ne sont donc à retenir que du point de vue qualitatif. Elles ont cependant été précieuses pour suivre plusieurs phénomènes trop rapides pour être interprétés au moyen des analyses Orsat.

Le laboratoire dispose également d'un calorimètre à main et d'un autre, automatique, mais ne permettant la détermination du pouvoir calorifique qu'au delà de 600 cal/m<sup>3</sup>.

2. — **Journal de l'essai.**

(Voir diagramme général, hors texte.)

a) *Allumage.*

En vue de l'allumage, on a disposé dans le montage quatre bûchers composés d'empilages de bois, avec charbon gras et huile lourde, distants d'environ 9 mètres les uns des autres (croquis au bas du diagramme).

Dans chaque bûcher se trouve une bombe incendiaire pourvue d'un dispositif d'allumage électrique, commandé de la surface.

Les bûchers amont (tête de taille) sont allumés les premiers. Dans ces bûchers ont été placés des tuyaux de 150 mm, permettant le passage direct d'une fraction de l'air frais pour alimenter les bûchers aval en oxygène.

Le chantier est allumé le 5 février 1948, à 14 h 20, par mise à feu électrique. La fumée apparaît à la cheminée 35 minutes après l'allumage du premier bûcher. Le débit d'air, de 2.600 m<sup>3</sup>/h au moment de la mise à feu, est porté progressivement à 11.000 m<sup>3</sup>/h (24 h 00).

b) *Essais de soufflage continu.*

Pendant les sept premiers jours de fonctionnement, on assiste à une simple combustion, d'ailleurs incomplète, du charbon. Le débit varie de 7.500 à 10.000 m<sup>3</sup>/h. Le gaz contient environ 10 % CO<sub>2</sub>, 10 % O<sub>2</sub> et de l'azote.

Le 6 février, cependant, à 2 heures, un gaz à 420 cal est recueilli. On en attribue l'origine à la distillation du charbon gras et du mazout utilisés pour la confection des bûchers.

On remplace, pendant cette période, le moteur d'un des ventilateurs par un autre plus puissant.

Le 12 février (sixième journée de l'essai), après 18 heures de soufflage sous régime maximum de 10.400 m<sup>3</sup>/h (action des ventilateurs renforcée par un appoint d'air comprimé), apparaît du gaz combustible dont le pouvoir calorifique varie de 325 cal (7 heures) à 720 cal (11 heures) pour redescendre lentement à 420 cal (20 heures) (voir diagramme I hors texte). La composition moyenne du gaz, calculée entre 7 heures et 20 heures, est donnée au tableau III.

TABLEAU III.

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
11,4	4,2	4,2	4,2	3,1	72,9	553	501

Comme les pyromètres indiquent de hautes températures (965°) au pied de la taille, on réduit, à 20 heures, le débit d'air pour tenter de faire remonter le feu vers l'amont. Le pouvoir calorifique diminue aussitôt.

Les jours suivants, on envoie dans la mine des débits échelonnés entre 4.000 et 10.000 m<sup>3</sup>/h.

La production de gaz au pouvoir calorifique le plus élevé (400-500 cal/m<sup>3</sup>) correspond aux périodes à fort débit. Le 13, on obtient de nouveau du gaz

à 514 cal après une période de 5 heures de soufflage intense (10.500 m<sup>3</sup>/h).

Cependant, on obtient également des bouffées de gaz à 450 cal lors des diminutions rapides du débit. Le 14 février, par exemple, après 10 heures de soufflage (10.000 m<sup>3</sup>/h de 4 heures à 14 heures) sans production de gaz, on réduit le débit à 5.500-4.000 m<sup>3</sup>/h. A 16 h 30, on obtient du gaz à 450 cal/m<sup>3</sup> contenant 5 % H<sub>2</sub>, 1,5 % CO et 3 % CH<sub>4</sub>, et provenant sans doute en partie de la distillation du charbon réchauffé pendant la période de soufflage précédente.

Le 15 février, il se produit un étranglement du chantier par suite de l'accumulation d'eau dans la galerie de sortie. Pour permettre la réduction du

débit des atomiseurs et la vidange de la galerie, on maintient le chantier en veilleuse (2.000-3.000 m<sup>3</sup>/h) jusqu'au 19 février. Le gaz sortant contient de l'oxygène (10 %), du CO<sub>2</sub> (10 %), peu de H<sub>2</sub> et de CO et de 1 à 3 % de CH<sub>4</sub>.

Le débit de 11.000 m<sup>3</sup>/h est rétabli le 19 février à 17 heures. Ceci fait immédiatement diminuer le pourcentage d'oxygène et augmenter le CO<sub>2</sub>.

Après 10 heures de soufflage, le pouvoir calorifique augmente à son tour et se maintient au-dessus de 500 cal/m<sup>3</sup> de 6 heures à 22 heures, le 20 février (voir diagramme II hors texte).

Le pourcentage en O<sub>2</sub> devient très faible et reste en dessous de 2,5 % (Tableau IV).

TABLEAU IV.

Heures	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 Fév. à 5 h	15,8	2,0	0,4	1,8	0,4	—	79,6	105	92
Moyenne 4 h- 5 h	14,0	1,9	2,5	5,8	1,2	—	74,1	370	330
Moyenne 6 h-16 h	13,0	1,8	5,2	5,4	2,1	0,1	72,4	540	490
Moyenne 17 h-22 h	13,0	2,1	3,6	6,8	3,2	0,2	71,1	660	585

Le lendemain, 21 février, pour permettre une nouvelle vidange de la galerie des atomiseurs, le débit est réduit graduellement jusqu'à 1.600 m<sup>3</sup>/h. Le CO disparaît rapidement du gaz et l'oxygène

reparaît pour atteindre 9 %. Le pouvoir calorifique ne diminue que lentement, grâce à la présence de gaz de distillation (H<sub>2</sub> et CH<sub>4</sub>) (Tableau V).

TABLEAU V.

	m <sup>3</sup> /h	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 Fév. 22 h 00	10.200	15,4	2,4	3,0	7,2	3,2	0,2	70,6	645	576
21 Fév. 3 h 00	4.000	10,0	6,6	1,4	8,8	5,0	0	68,2	786	695
21 Fév. 7 h 00	2.500	10,0	8,0	0,2	5,2	3,6	0	75,0	506	447
21 Fév. 22 h 00	1.600	9,2	9,0	0,6	3,0	2,4	0	75,8	338	300

Le chantier reste ensuite en veilleuse jusqu'au 5 mars (28<sup>me</sup> journée de l'essai), pour permettre l'assèchement complet de la galerie des gaz.

Des essais, effectués pendant cette période, mettent en évidence l'inétanchéité du puits de sortie (puits III) et l'influence du ventilateur aspirant le gaz à la sortie de la mine sur la teneur de ce gaz en O<sub>2</sub>.

Ces mêmes essais démontrent l'étanchéité des autres parties du circuit, en particulier celle des serremments à 100 m et à 154 m.

#### c) Soufflage discontinu.

La galerie des gaz étant vidée, on rétablit le 3 mars, à 10 h, le débit maximum de 14.000 m<sup>3</sup>/h. Pendant 30 heures de ce régime, on n'obtient que

des gaz de combustion. Le 4 mars, à 17 heures, le pouvoir calorifique commence à remonter, pour arriver à 450 cal/m<sup>3</sup> à 25 heures. Le maximum n'était probablement pas atteint, quand on passa aux essais suivants.

Les 5 et 6 mars (48 heures) sont consacrés à une première série d'essais de soufflage discontinu. Après une période intermédiaire de débit continu (11.500 m<sup>3</sup>/h) et un essai d'injection de vapeur qui ne donne aucun résultat appréciable, on reprend le soufflage discontinu le 9 mars, à 25 heures, jusqu'au 11 mars, à 11 heures (36 heures).

Les diagrammes-moyens hors texte et le tableau VI donnent une synthèse des résultats obtenus.

# TRANSFORMATEURS "CUIRASSÉ- IMBRIQUÉ," DE GRANDES PUISSANCES

## TRANSFORMATEUR DE 75000 kVA

Type « Cuirassé-Imbriqué »

Tensions : 150 / 70 / 10 kV

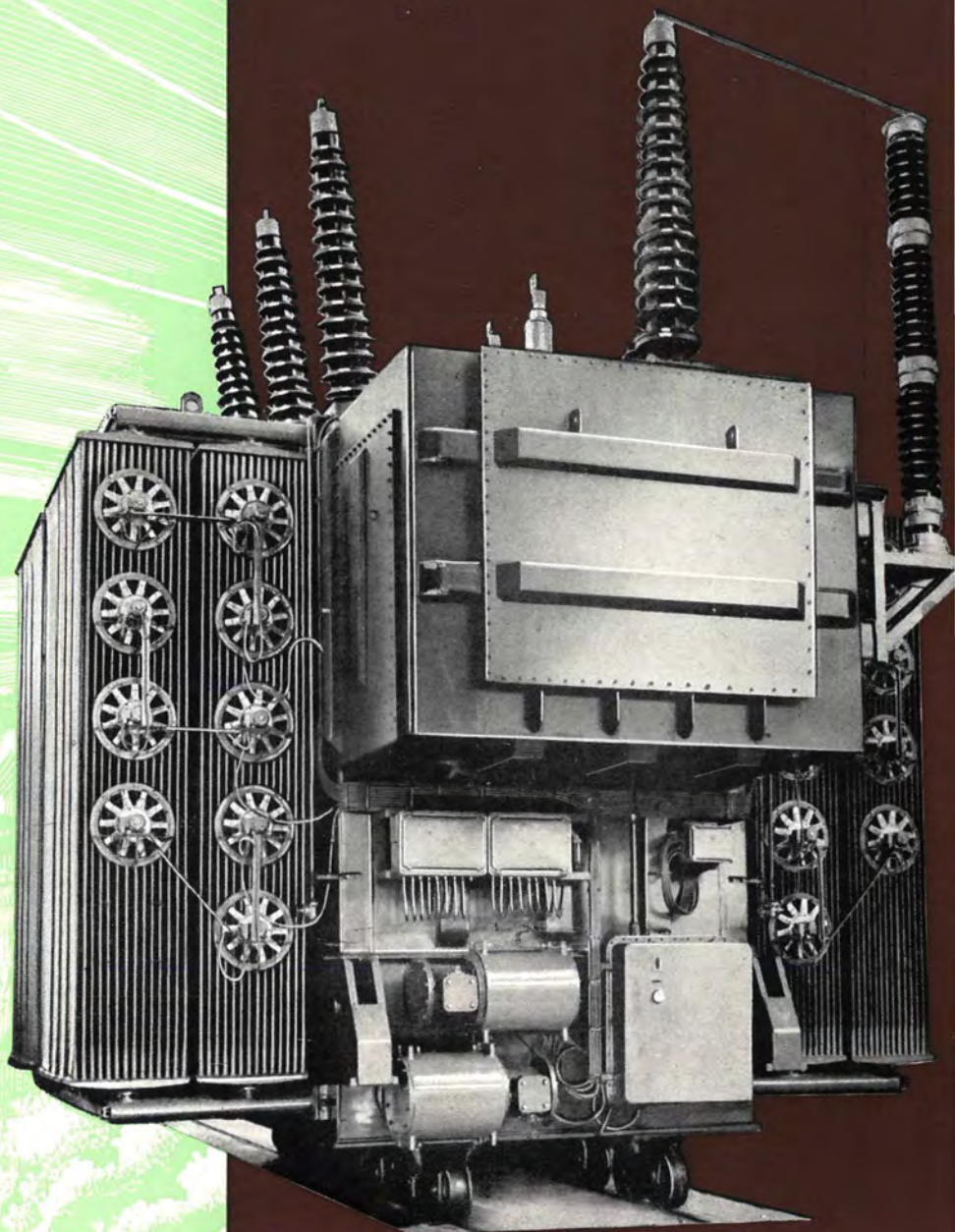
Régimes de charge :

45 000 kVA; en refroidissement naturel

60 000 kVA; avec appoint de ventilateurs

75 000 kVA; avec appoint de ventilateurs et circulation forcée de l'huile.

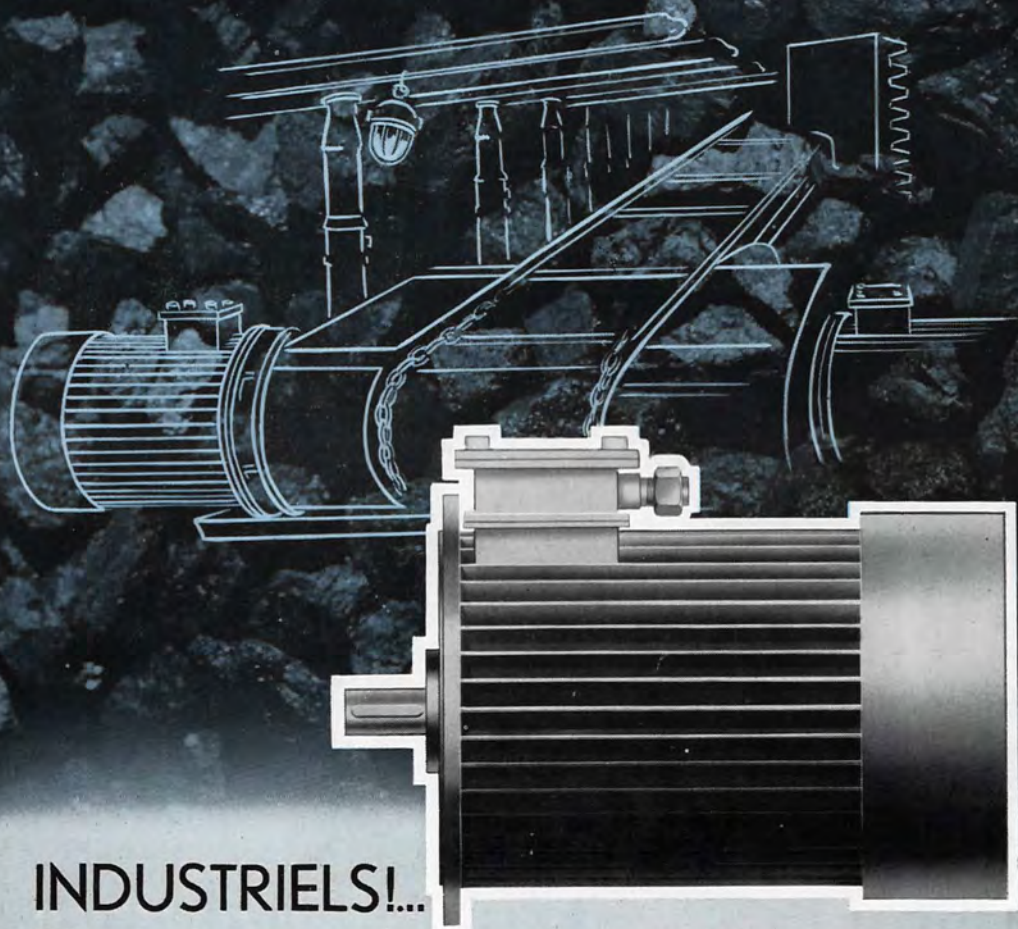
Tension en charge :  $\pm 17,5 \%$  côté 150 kV



ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ELECTRIQUES DE CHARLEROI



# *Travail du fond*



## **INDUSTRIELS!...**

Equipez vos engins mécaniques de moteurs électriques belges.  
Les ACEC construisent "LE MOTEUR TOUT ACIER,, spécialement  
conçu pour le travail mécanique du fond.

ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ELECTRIQUES DE CHARLEROI





TABLEAU VI.

Périodes	Durée	Marche	Arrêt	PCS max.	PCS min.
3-4 mars	40 heures	Débit continu (14.000 m <sup>3</sup> /h).			
5-6 mars	32 heures	30'	30'	575 - 750	400 - 525
6 mars	16 heures	20'	40'	600 - 800	400 - 650
6-9 mars	72 heures	Débit continu et injection de vapeur.			
10 mars	17 heures	30'	60'	700 - 1.050	300 - 400
10-11 mars	20 heures	60'	30'	550 - 880	400 - 500
Débit pendant les périodes de débit continu :		de marche :		10.000-14.000 m <sup>3</sup> /h	
» » » »		d'arrêt :		10.000-14.000 m <sup>3</sup> /h	
» » » »				0- 600 m <sup>3</sup> /h	

Pendant la période intermédiaire de débit continu (7-9 mars), le gaz produit en régime (11.000 m<sup>3</sup>/h) accuse une composition relativement peu variable (voir diagramme III hors texte) oscillant autour de la moyenne (Tableau VII).

TABLEAU VII.

CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
14,5	1,7	3,7	4,8	2,6	72,8	505	457

L'essai d'injection de vapeur ne donne guère de résultats, par suite de la rupture (constatée plus tard) de la tuyauterie en éternit à une centaine de

mètres de la tête de taille. L'injection de vapeur à l'ouïe des ventilateurs n'a pas non plus d'effet net : peut-être le débit de vapeur est-il insuffisant (2 à 3 tonnes par heure).

Un essai de marche à débit variable, le 11 et le 12 mars (débit ramené progressivement de 10.000 à 3.000 m<sup>3</sup>/h, pendant l'après-midi du 11, et reporté de 3.000 à 10.000 m<sup>3</sup>/h, pendant la matinée du 12) ne permet pas de mettre en évidence une relation définie entre le débit et le pouvoir calorifique. Celui-ci oscille entre 450 et 650 cal pendant la période de débit décroissant (11 h-24 h), puis diminue pendant la période de débit croissant, de 470 à 250 cal/m<sup>3</sup> (Tableau VIII). De toute façon, la durée de chaque régime réalisé est trop courte pour permettre de tirer des conclusions précises.

TABLEAU VIII.

	Heures	Débit	PCS moyen
11 mars	11 h 00-14 h 15	10.000	470
»	14 h 15-16 h 30	8.350	555
»	16 h 30-18 h 30	5.800	510
»	18 h 30-20 h 30	4.000	545
»	20 h 30-22 h 30	3.100	536
»	22 h 30-24 h 30	4.000	468
12 mars	0 h 30- 2 h 30	6.000	430
»	2 h 30- 4 h 30	8.200	253
»	4 h 30- 8 h 00	10.000	388

Enfin, le vendredi 12 mars, on tente encore un essai de recyclage du gaz sortant, mélangé à une certaine quantité d'air. Cet essai doit être interrompu après deux heures : on enregistre quelques explosions dans la conduite et l'on constate la présence de CO dans les galeries.

d) Période d'extinction.

On laisse le chantier en aspiration pendant trois jours, puis on arrête le ventilateur aspirant et injecte de la vapeur par la conduite de soufflage d'air pour refroidir le chantier.

Le 17 mars, on obture complètement la mine : on pose un joint étanche sur la conduite d'entrée d'air; un joint hydraulique est réalisé sur le circuit

de retour des gaz en laissant monter les eaux derrière le serrement de 160 m, de manière à fermer le pied du montage de retour.

On tente vainement à plusieurs reprises, pendant les mois de mai et de juin, de visiter les galeries d'entrée d'air et la tête de taille.

La température est trop élevée pour permettre l'approche du chantier et le courant d'air, nécessaire pour permettre la visite, a pour effet de ranimer la combustion.

Enfin, le 23 juin, on parvient jusqu'en tête du montage de feu. Il n'y a aucune trace d'incendie; on constate seulement que le charbon s'est affaissé entre les épontes.

Les canalisations en surface sont ensuite modifiées de manière à renverser le sens du courant d'air. On explore dans ces conditions la voie au niveau de 160 mètres dans Wérisseau (3 septembre). Les 67 premiers mètres à partir du serrement sont parfaitement conservés; il y stagne une eau noire et goudronneuse, dans laquelle on trouve des morceaux de bois carbonisés.

On ne peut pousser au delà, du fait d'un éboulement qui obture complètement la section; les trois cadres encore visibles ont été complètement tordus. Le déblaiement de la masse d'éboulis, gêné par les débris du soutènement, s'avère pratiquement impossible.

La position de cet éboulement coïncide avec celle du pyromètre 5/4, le dernier qui ait indiqué la présence du feu.

Cette portion de la mine est restée fermée depuis cette visite.

### 3. — Résultats.

#### a) Résistance du chantier au passage du courant gazeux.

L'orifice équivalent du chantier a été utilisé pour caractériser, en première approximation, sa résistance au passage du courant gazeux.

Rappelons en d'abord la définition :

Le débit d'air, passant dans un circuit d'aérage composé de galeries de mines, est proportionnel à la racine carrée de la dépression appliquée à ses extrémités. On peut donc considérer un tel circuit comme équivalent à un orifice en paroi mince, donné par la formule :

$$S = \frac{0,38 Q}{\sqrt{h}}$$

S : orifice équivalent en m<sup>2</sup>;

Q : débit en m<sup>3</sup>/sec;

h : dépression en kg/m<sup>2</sup> (ou en mm H<sub>2</sub>O).

Cette formule s'applique à un courant d'air à 20° C, sous la pression atmosphérique.

Elle perd toute signification précise dans le cas d'un circuit de gazéification souterraine, pour les raisons suivantes :

- la température est extrêmement variable et peut atteindre 1.000-1.200° C ou plus encore;
- la pression peut être assez différente de la pression atmosphérique (plusieurs mètres H<sub>2</sub>O);
- la nature et la quantité du gaz elles-mêmes sont variables par suite des réactions de gazéification, de la formation de grandes quantités de vapeur d'eau et des fuites ou rentrées d'air inévitables;
- la section du chenal est extrêmement variable et inconnue, pouvant même être resserrée au point de donner lieu à un écoulement laminaire pour lequel le débit est proportionnel à la dépression.

Il convient donc d'être très prudent dans l'interprétation des variations de l'orifice équivalent au cours de l'essai, celles-ci reflétant, non seulement les variations de la section offerte au passage du courant gazeux, mais également les variations d'autres facteurs, et notamment celles de la température.

L'orifice équivalent de l'ensemble des galeries constituant le circuit de gazéification était initialement de 16,6 dm<sup>2</sup>. Il est tombé à 6,6 dm<sup>2</sup> après la mise en place des bûchers d'allumage.

Dès la mise à feu, par suite du resserrement de la section et de l'élévation de la température, la valeur de l'orifice équivalent se réduit notablement. A partir du quatrième jour, elle se stabilise et reste comprise, pour des débits de l'ordre de 10.000 m<sup>3</sup>/h, entre 2 et 2,5 dm<sup>2</sup> jusqu'à la fin de l'essai (sauf évidemment au moment de la formation d'un bouchon d'eau dans la galerie de sortie des gaz).

#### Relation entre le débit et la pression.

La relation entre le débit Q et la pression h a été déterminée empiriquement pour différents stades de l'essai. Elle peut se mettre, avec une bonne approximation, sous la forme  $Q = A h^k$ , à condition de donner à A et à k des valeurs convenables, variables au cours de l'essai (Q en m<sup>3</sup>/h, h en mm H<sub>2</sub>O).

La constante A a évolué dans le temps de la manière suivante (Tableau IX) :

TABLEAU IX.

Dates	A	Dates	A
5 février	165	17-19 février	65-67
6 »	145	20-21 »	59-65
6-7-8 »	84	5 mars	84
9 »	71	7 »	60
10-11-12 »	61-67	8 »	50
13-14 »	55-61	11-12 »	50-55

Le coefficient A caractérise un peu mieux la résistance du chantier que l'orifice équivalent, puisqu'il échappe à la dernière critique formulée ci-dessus, mais il demeure soumis, par contre, aux trois autres critiques.

Sous cette réserve, il semble que la résistance du chantier augmente progressivement pendant les périodes de débit intense et diminue au cours du fonctionnement à débit réduit. Mais le résultat le

plus important semble être le fait que l'exposant k garde toujours une valeur intermédiaire entre 0,5 et 1. Il est le plus souvent voisin de 2/5. Cela prouve qu'une partie du circuit des gaz comporte un écoulement laminaire ou, tout au moins, un écoulement intermédiaire entre le type laminaire et le type turbulent. Il s'agit vraisemblablement de certaines portions du montage ou de la voie de base obstruées par des éboulements.

b) Localisation de la zone de feu.

Observations recueillies.

On a indiqué sur le diagramme général de l'essai les emplacements des couples thermoélectriques, logés dans la couche au moyen de trous de sonde forés à partir de la galerie d'observation. Ces couples ont fonctionné presque tous suivant des cycles similaires. Après une période d'inactivité plus ou moins longue ils ont indiqué brusquement des températures croissantes, pour osciller pendant des jours ou des semaines entre 500° et 1.000° C, et retomber ensuite brutalement à 0, sans doute après avoir été brûlés.

Certains pyromètres ont été prématurément mis hors service, d'autres n'ont jamais fonctionné. Dans l'ensemble, ils permettent cependant de se faire une idée de l'ordre de grandeur des températures atteintes, de l'extension et du déplacement de la zone de réaction.

Indépendamment des indications des pyromètres, la composition du gaz a pu fournir également certains renseignements.

Des variations brusques de la composition du gaz, coïncidant avec la mise en marche ou l'arrêt des atomiseurs de la galerie de base, ont démontré la présence de charbon incandescent dans cette galerie pendant les dernières phases de l'essai.

La composition des prises de gaz prélevées dans le panneau au moyen de trous de sonde donne aussi une idée qualitative de la température régnant au point de prélèvement.

Longueur de la zone de feu.

En mettant en regard les diagrammes des différents pyromètres, on constate qu'au début de l'essai, le feu est localisé dans la moitié inférieure de la taille (25 mètres). A partir du 19 février, il s'étend depuis le pied de taille jusqu'au pyromètre 2/6, soit sur une cinquantaine de mètres dans la galerie. Le 5 mars, il atteint le pyromètre 3/1, ce qui correspond à une zone de feu de 65 mètres, et, à la fin de l'essai, il occupe encore au moins l'espace compris entre les pyromètres 2/5 et 3/4, soit une centaine de mètres.

Rien ne permet d'affirmer que cette zone de feu ait été homogène, d'un seul tenant.

Au contraire : le fait que le pyromètre 2/5 par exemple n'a démarré que bien après le 2/6, situé en aval, et les variations importantes des pyromètres situés dans la zone de feu permettent d'imaginer celle-ci comme composée d'une succession de foyers plus ou moins individualisés.

Déplacement du feu.

Outre l'extension du feu et contrairement aux prévisions, il s'est produit, au cours de tout l'essai, un mouvement d'ensemble de la zone de feu vers l'aval. Le centre de la zone à haute température s'est déplacé d'une centaine de mètres. Ce mouvement semble avoir été plus spécialement prononcé pendant les périodes à fort débit. On remarque, en effet, que c'est généralement pendant ces périodes que les différents pyromètres ont commencé à marquer des températures élevées (Tableau X).

Tableau X.

Pyromètres	Date	Débit
2/5	12-2	10.000
2/4	15-2	3.700
2/3	19-2	10.000
2/6	20-2	10.500
3/1	4-3	14.000

Si l'on admet que le déplacement du feu s'est produit presque exclusivement pendant les périodes à fort débit (plus de 5.000 m<sup>3</sup>/h) qui ont occupé un total de 370 heures au cours de l'essai, on obtient une vitesse de déplacement moyenne de d'ordre de  $100/370 = 0,27$  m par heure, avec un débit moyen de l'ordre de 10.000 m<sup>3</sup>/h.

Il semble bien que cette « fuite du feu » ait été beaucoup moins rapide pendant les périodes à débit plus faible. Il fallait s'y attendre, par analogie avec les feux de mine qui remontent le courant d'air.

On a même essayé à plusieurs reprises de faire remonter le feu dans la taille en réduisant intentionnellement le débit à 2.500-3.000 m<sup>3</sup>/h. Le résultat obtenu n'a pas été net. Sans doute les pyromètres, après avoir été englobés dans la zone de feu, n'étaient-ils plus capables d'enregistrer un réchauffement éventuel du massif.

Le pyromètre 2/1, situé au tiers supérieur de la taille, n'a commencé à s'échauffer qu'à la fin de l'essai. Il est difficile de dire si ce réchauffement (200°) est dû à une remontée du feu, à une circulation de gaz chauds pendant les arrêts du soufflage (soufflage discontinu) ou à la formation d'un nouveau foyer à la partie supérieure de la taille. Des prises de gaz effectuées le 4 et le 9 mars dans le voisinage du pyromètre 2/1 (voir paragraphe c, ε) montrent en tout cas que cette zone était le siège d'une distillation, ou peut-être même d'une gazéification active, pendant les derniers jours de l'essai.

c) Composition du gaz.

α. Résultats généraux.

Le diagramme général de l'essai montre que le pouvoir calorifique du gaz produit est extrêmement variable. Il dépasse exceptionnellement 700 cal/m<sup>3</sup>, se maintient pendant quelques périodes favorables entre 500 et 700 cal/m<sup>3</sup> et varie la plupart du temps entre 200 et 400 cal/m<sup>3</sup>. Des PCS supérieurs à 800 cal/m<sup>3</sup> sont obtenus pendant les essais de soufflage discontinu, mais d'une manière intermittente seulement.

\* \* \*

β. Influence des rentrées d'air.

Malgré les précautions prises, le puits n° III, servant à la sortie des gaz, n'est pas parfaitement étanche. Pour éviter la pollution de l'atmosphère des galeries d'accès et des travaux du charbonnage voisin, toute la partie du circuit située en aval du chantier (galerie à 154 mètres, montage, travers-bancs et puits de retour des gaz) est maintenue en dépression sous l'action du ventilateur aspirant placé à la sortie du puits n° III. Aussi des rentrées

d'air se produisent-elles dans cette partie du circuit, venant diluer le gaz recueilli.

Ce phénomène apparaît nettement au cours de plusieurs essais. Le 24 février par exemple, on arrête le ventilateur aspirant en maintenant à une valeur constante, par le réglage des ventilateurs

soufflants, le débit d'air à l'entrée de la mine (3.000 m<sup>3</sup>/h). La dépression dans le puits n° III est ainsi brusquement supprimée. La teneur du gaz en O<sub>2</sub> diminue aussitôt, comme le montre la comparaison des compositions moyennes du gaz avant et après la manœuvre (10 analyses) (Tableau XI).

Tableau XI.

	Débit m <sup>3</sup> /h	Pression sortie mm H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>
(1) Avant...	2.950	— 255	8,24	10,56	1,46	2,34	1,20	76,20
(2) Après...	2.950	— 10	12,20	5,20	2,52	5,88	1,98	74,42
(3) Mélange : 67 % gaz (2) + 33 % air			8,18	10,48	1,55	2,60	1,32	75,87

On voit que la composition du gaz (1), recueilli avant l'arrêt du ventilateur aspirant, correspond très sensiblement à celle d'un mélange, contenant 33 % d'air et 67 % du gaz (2) obtenu sans aspiration.

D'après ces chiffres, les rentrées d'air provoquées par le ventilateur aspirant représentent, le 24 février, un tiers environ du débit de gaz total ou la moitié du débit d'air envoyé dans la mine par les ventilateurs soufflants, soit 1.500 m<sup>3</sup>/h, pour une dépression de 255 mm d'eau.

Les rentrées d'air étant localisées au voisinage du puits de sortie et obéissant vraisemblablement à la loi des écoulements laminaires, on peut admettre qu'elles sont proportionnelles à la dépression observée à la sortie du puits. Les essais relatés ci-dessus conduisent à admettre une rentrée de 640 m<sup>3</sup>/h pour 100 mm de dépression. Il est facile, à partir de ce chiffre, de corriger les analyses de gaz.

En général, les rentrées d'air sont d'autant plus importantes en valeur relative, et les corrections d'autant plus élevées, que le débit d'air circulant dans le chantier est moins important, pour les raisons suivantes :

— D'une part, le débit, déterminé principalement par le réglage (de 0 à 3.000 mm H<sub>2</sub>O) de la pression des ventilateurs soufflants, est pratiquement indépendant du réglage des ventilateurs aspirants (de 0 à — 250 mm H<sub>2</sub>O).

— D'autre part, la dépression provoquée par le ventilateur aspirant est d'autant plus grande que le débit est plus faible; cela résulte de la forme de sa caractéristique.

On aperçoit nettement, sur le diagramme II par exemple, la relation entre le débit, la pression à la sortie et la teneur en O<sub>2</sub> du gaz.

\* \* \*

### γ. Bilan matière.

Le bilan matière, établi sur la base de 1 m<sup>3</sup> normal de gaz sec sortant du chantier, s'exprime par l'équation :

$$\begin{aligned}
 & a \quad \text{Nm}^3 \text{ de comburant (air soufflé).} \\
 & + c \quad \text{kg de charbon.} \\
 & + h' \quad \text{Nm}^3 \text{ H}_2\text{O.} \\
 = & \quad 1 \quad \text{Nm}^3 \text{ de gaz sec.} \\
 & + k \quad \text{kg de charbon brûlé.} \\
 & + h'' \quad \text{Nm}^3 \text{ H}_2\text{O.}
 \end{aligned}$$

dans laquelle :

h' représente l'eau introduite dans le courant gazeux, soit telle quelle sous forme d'eau, soit après réaction sur le charbon et formation de gaz à l'eau. Elle provient de l'humidité naturelle du gaz, de la vapeur d'eau injectée (dans les périodes d'injection de vapeur), des terrains (venues d'eau et humidité des terrains) et, enfin, de l'eau débitée par les pulvérisateurs;

h'' représente l'eau quittant le chantier, sous forme de vapeur entraînée par le gaz ou sous forme liquide (condensation, purges). Elle provient, soit de l'eau introduite telle quelle dans le courant gazeux, soit des réactions de combustion de l'hydrogène et du méthane;

c désigne la totalité du charbon ayant réagi, soit totalement, soit partiellement, la réaction pouvant aller de la distillation partielle, sans oxydation, à la gazéification totale ne laissant qu'un résidu stérile;

k est le résidu de charbon résultant des réactions partielles.

Nous supposons que le résidu de charbon, k, est constitué par du carbone et du stérile. Cette hypothèse n'est pas tout à fait exacte, car il est constitué en réalité par du charbon plus ou moins complètement distillé. La grandeur k, que nous calculerons en faisant cette hypothèse, représente le résidu que donnerait la distillation complète d'une quantité de charbon ayant perdu la même quantité de matières volatiles que le résidu réel. Ce n'est donc qu'une grandeur équivalente qui n'a pas de signification physique réelle.

Ecrivant la conservation des quatre éléments : O, H, N et C, il est possible de calculer les grandeurs a, c, k et  $h = h' - h''$ .

Il n'est pas possible de calculer séparément h' et h'', c'est-à-dire de déterminer l'importance de la décomposition de l'eau d'une part et de la combustion de l'hydrogène d'autre part; seule la résultante de ces deux phénomènes nous est connue : h est positif, si la formation de gaz à l'eau l'emporte sur la combustion des matières volatiles, et négatif dans le cas contraire.

On peut encore définir la quantité de charbon complètement gazéifié, soit g : la différence  $c - g$  représente le charbon distillé, non gazéifié.

Avec les hypothèses admises ci-dessus, on a :

$$(c - g) \cdot C_r = k$$

Tableau XII.

N° Analyse	Moyenne calculée du	au	Débit air m <sup>3</sup> /h	Pression		Composition du gaz						Bilan par Nm <sup>3</sup> de gaz					N°						
				Entrée	Sortie	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	S <sub>up.</sub>	Inf.	Air a(Nm <sup>3</sup> )	H <sub>2</sub> O h (Nm <sup>3</sup> )	Charbon c (kg)		Imbrûlés k (kg)	Ch. dist. k/C <sub>p</sub> (kg)	Ch. gaz. g (kg)	Rap. c/g		
1 1	brute corr.	12/2 7 h	12/2 20 h	10.100	2.100	—	115	11.42	4.20	4.25	4.22	3.10	72.85	553	501	0.918	—	0.044	0.352	0.205	0.234	0.008	5.40
								12.18	3.00	4.51	4.50	3.51	72.41	589	534	0.915	—	0.047	0.554	0.219	0.250	0.104	
2 2	brute corr.	15/2 12 h	15/2 21 h	10.500	2.200	—	70	12.06	3.56	4.12	2.56	1.52	75.28	347	320	0.950	—	0.051	0.204	0.088	0.100	0.104	1.06
								13.50	2.80	4.50	2.67	1.59	75.14	365	355	0.949	—	0.055	0.215	0.092	0.105	0.108	
3 5	brute corr.	20/2 4 h	20/2 17 h	11.120	2.100	—	80	13.51	1.88	4.64	5.28	2.11	72.78	505	456	0.917	—	0.048	0.518	0.186	0.212	0.106	5.00
								13.87	1.08	4.85	5.49	2.20	72.55	525	475	0.914	—	0.050	0.532	0.194	0.221	0.111	
4 4	brute corr.	20/2 18 h	21/2 1 h	9.500	2.200	—	120	12.91	2.46	3.14	6.94	3.51	71.04	641	575	0.894	—	0.064	0.456	0.515	0.559	0.097	4.70
								13.79	1.19	3.56	7.40	3.75	70.51	684	611	0.887	—	0.069	0.487	0.535	0.585	0.104	
5 5	brute corr.	21/2 2 h	21/2 6 h	2.700	150	—	216	10.08	6.56	1.64	7.44	3.96	70.52	654	579	0.885	—	0.059	0.450	0.512	0.556	0.074	5.82
								14.42	0.56	2.55	10.62	5.67	66.58	956	829	0.855	—	0.056	0.615	0.445	0.509	0.106	
6 6	brute corr.	21/2 7 h	21/2 22 h	2.500	100	—	224	9.75	8.50	0.48	5.89	5.05	74.46	424	375	0.959	—	0.059	0.510	0.214	0.244	0.066	4.75
								14.85	1.85	0.75	5.92	4.65	72.02	616	572	0.907	—	0.059	0.470	0.524	0.570	0.100	
7	brute	24/2 10 h	25/2 15 h	2.570	—	—	0	11.95	5.65	2.59	5.98	2.17	75.88	400	360	0.955	—	0.026	0.245	0.156	0.155	0.088	2.76
8	brute	7/5 0 h	8/5 15 h	11.800	3.000	—	40	14.15	1.95	3.75	5.25	2.76	72.20	555	481	0.910	—	0.056	0.520	0.184	0.210	0.110	2.90
9	brute	8/5 14 h	9/5 8 h	10.500	2.800	—	0	15.04	1.56	2.09	5.67	2.87	74.77	449	402	0.945	—	0.057	0.538	0.204	0.252	0.106	5.19
10	brute	9/5 9 h	9/5 22 h	10.250	3.000	—	0	14.72	1.09	5.55	5.02	1.85	71.77	498	455	0.906	—	0.018	0.255	0.098	0.112	0.125	1.91

où  $C_f$  désigne la teneur en carbone fixe du charbon, d'où :

$$g = c - \frac{k}{C_f}$$

\* \* \*

#### 8. Analyse détaillée des différentes phases de l'essai.

Pendant la première semaine de l'essai (du 5 au 11 février), on ne réalise guère qu'une combustion incomplète : le feu ne s'est pas encore suffisamment développé pour épuiser l'oxygène du comburant. On trouve de 8 à 10 % d'O<sub>2</sub> dans le gaz sortant, et parfois plus encore. Pendant cette période, le débit varie entre 5.000 et 12.000 m<sup>3</sup>/h.

Ce n'est que le 12 février que commence la production de gaz. Les essais effectués entre le 12 février et le 12 mars seront repris ci-dessous, non pas dans l'ordre chronologique, mais d'après les régimes de marche réalisés.

Pour chacune des périodes considérées comme les plus caractéristiques, on a établi un diagramme représentant le débit d'air soufflé  $Q_a$ , la pression à l'entrée  $P_a$  et la pression à la sortie  $P_s$ , la composition du gaz, résultant des analyses à l'appareil d'Orsat, et le pouvoir calorifique supérieur du gaz, déduit de la composition précédente.

Le tableau XII donne, pour chacune de ces périodes caractéristiques, la valeur moyenne des grandeurs suivantes :

*grandeurs mesurées* : pression et débit de l'air, pression, composition et PCS du gaz;

*grandeurs calculées* (définies au paragraphe précédent) : a, h, c, k, g, c/g.

Le calcul a été effectué, soit sur la composition du gaz brut, soit sur la composition corrigée pour tenir compte des rentrées d'air, comme il est indiqué au paragraphe  $\beta$ .

#### — Débits élevés.

##### Période du 12 février (diagramme I hors texte).

L'examen du diagramme I et du tableau XII conduit aux remarques suivantes :

- 1) L'apparition du gaz combustible ne suit pas immédiatement l'augmentation du débit (décalage de 15 heures).
- 2) La qualité du gaz s'améliore très rapidement, puis diminue lentement. La réduction du débit accentue cette décroissance, mais celle-ci était déjà franchement amorcée avant la manœuvre.
- 3) Le rétablissement d'un débit élevé (le 25 à 8 heures) est suivi d'une nouvelle élévation du pouvoir calorifique, mais beaucoup plus faible que la première. Une nouvelle phase à grand débit, le 14 (10.000 m<sup>3</sup>/h pendant 10 heures), conduit à un pouvoir calorifique très médiocre.
- 4) La part de la distillation, très importante lors de l'apparition du gaz combustible, va en diminuant. Elle est beaucoup moins importante au cours de la deuxième phase à fort débit qu'au cours de la première; elle reste toutefois relativement élevée.

- 5) La teneur en oxyde de carbone est plus sensible aux variations de débit que la teneur en hydrogène et en méthane.
- 6) h est toujours négatif. Les réactions du gaz à l'eau, si elles existent, sont masquées entièrement par la combustion des matières volatiles.
- 7) La teneur en oxygène reste non négligeable, même pendant la période à débit élevé et compte tenu des corrections dues aux rentrées d'air.

Ces observations peuvent s'interpréter comme suit : l'accroissement du débit provoque une extension rapide du feu (le pyromètre 2/5, placé à la base de la taille, subit une élévation rapide), une masse importante de charbon vierge se trouve échauffée et distille, d'où un dégagement important de matières volatiles dont une partie d'ailleurs brûle. Il est possible, en outre, que des éboulements provoqués par la fissuration du charbon soient également à l'origine des matières volatiles dégagées. Par la suite, le chantier tend vers un état stationnaire dans lequel la quantité de charbon distillé est peu supérieure à celle du charbon gazéifié.

\* \* \*

##### Période du 20 février (diagramme II hors texte).

Cette période succède à une marche à débit réduit pendant 48 heures. Ses caractéristiques sont les suivantes :

- 1) A l'accroissement du débit succède immédiatement une réduction de la teneur en oxygène et une augmentation de la teneur en CO<sub>2</sub> du gaz. Par contre, l'élévation du pouvoir calorifique n'est sensible qu'au bout de 6 heures. Elle est assez rapide.
- 2) Le pouvoir calorifique se maintient à un niveau relativement élevé aussi longtemps que le débit reste important, mais on ne peut affirmer qu'il serait resté égal à cette valeur si le débit avait été maintenu plus longtemps.
- 3) Pendant la période à débit élevé, le gaz est caractérisé par une teneur en oxygène très faible (1 %) et une teneur en oxyde de carbone voisine de celle de l'hydrogène. Les réactions de gaz à l'air commencent certainement à se développer.
- 4) La réduction brusque du débit est marquée par une pointe de gaz plus riche, correspondant à une distillation importante, et suivie d'une décroissance lente du pouvoir calorifique. La teneur en oxyde de carbone décroît très rapidement et la teneur en hydrogène, beaucoup plus lentement. Autrement dit, dès que le débit diminue, les réactions de gaz à l'air s'atténuent considérablement, alors que la distillation se poursuit plus longtemps.

\* \* \*

##### Période du 4 mars.

Après 11 jours de marche à débit réduit (2.500 m<sup>3</sup>/h), on reprend le soufflage sous un débit de 14.500 m<sup>3</sup>/h (le 5 mars, 10 heures). Comme pendant les autres essais de soufflage, on observe immédiatement la disparition des gaz de distillation, dégagés sous faible débit, et celle de l'oxygène. La cause des rentrées d'air ayant été découverte, on peut

même ramener la teneur en oxygène en dessous de 1 %.

Il faut cependant attendre 30 heures avant de voir monter le pouvoir calorifique du gaz selon le processus habituel, le 4 mars, à 17 heures.

La longue durée de cette période de chauffage est sans doute nécessitée par la stagnation prolongée du chantier pendant les deux semaines précédentes.

A 23 heures, le PCS dépasse 400 cal/m<sup>3</sup>. La phase

initiale de la production de gaz semble donc bien se répéter toujours de la même manière. Il n'est cependant pas possible de tirer d'autres conclusions, le régime ayant été modifié avant qu'un état stationnaire ne s'établisse, pour exécuter les essais de soufflage discontinu prévus au programme.

Le tableau XIII donne les compositions de gaz relevées avant l'augmentation du débit, pendant la période de préchauffage et au moment de l'élaboration du gaz.

Tableau XIII.

Date	Heure	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
3 mars	10 h	11,4	8,2	1,6	1,6	1,4	75,8	220	208
»	22 h	17,2	2,2	0,2	0,4	0,4	79,6	56	50
4 mars	11 h	16,0	3,0	0	0	1,0	80,0	95	85
»	16 h	16,0	2,0	0	0	1,0	81,0	95	85
»	17 h	16,6	1,4	2,6	2,0	0,8	76,6	216	198
»	18 h	16,4	0,6	3,6	2,6	1,2	75,6	305	279
»	19 h	14,6	0,6	5,4	4,4	1,2	73,8	412	379
»	20 h	14,6	0,6	5,8	4,6	1,4	75,0	450	412
»	21 h	14,4	0,9	6,0	3,6	1,0	74,1	387	360
»	23 h	12,6	3,0	5,0	4,2	1,8	73,4	443	413
» *	23 h 55	13,2	1,0	7,2	7,8	3,0	67,8	737	703

\* Après 10 minutes d'arrêt.

\* \* \*

7, 8, 9 mars (Diagramme III hors texte).

Cet essai, effectué entre deux séries d'essais de soufflage discontinu, a permis une marche en régime stable de trois jours, sous un débit de 10.000 à 13.000 m<sup>3</sup>/h, avec production continue d'un gaz à 500 calories environ (analyses 8, 9 10, tableau XII). La dépression à la sortie de la mine ayant été continuellement maintenue à une faible valeur, les rentrées d'air n'ont eu que peu d'influence sur la composition du gaz.

On ne remarque pas, sur le diagramme de cet essai, la période de mise en train habituelle; le chantier est resté chaud depuis le 4 mars (essais de soufflage discontinu) et, dès l'établissement du débit de 13.000 m<sup>3</sup>/h, le PCS s'élève à 550 cal/m<sup>3</sup>.

En outre, la composition du gaz ne varie pas sensiblement pendant toute cette période. Il semble donc que l'on ait atteint cette fois un régime stable. La proportion de charbon distillé, non brûlé, reste toutefois importante.

— Faibles débits.

Il est difficile de dégager des conclusions nettes des périodes à faible débit. Elles correspondent bien

souvent à un fonctionnement anormal du chantier ou à des débits très variables. La composition du gaz est souvent faussée par d'importantes rentrées d'air.

En règle générale, chaque fois qu'un régime à faible débit succède à un régime à fort débit de durée suffisante, on obtient un gaz enrichi par les produits de distillation du charbon échauffé lors de la période précédente. Ce résultat a été signalé dans la discussion des essais à fort débit. Cette amélioration n'est évidemment que passagère, comme la cause qui l'a produite.

La période qui donne l'idée la plus nette d'un régime à faible débit est celle du 24 au 27 février. Le ventilateur aspirant ayant été arrêté pendant ce temps, le gaz obtenu est peu dilué par les rentrées d'air, et accuse pendant trois jours une composition relativement stable, à laquelle correspond un PCS de 400 cal/m<sup>3</sup> environ (débit : 2.500 m<sup>3</sup>/h) (analyse 7 du tableau XII).

Si l'on considère l'ensemble de la période du 22 février au 3 mars (diagramme général) en tenant compte de l'influence des rentrées d'air, on voit que le pouvoir calorifique supérieur du gaz, voisin de 600 cal/m<sup>3</sup> le 21 février (analyse corrigée), vaut à

Tableau XIV.

Jours	Heures	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
21/2	7 h-22 h	14,42	1,85	0,75	5,92	4,65	72,02	646	572
24/2	13 h	12,6	3,2	2,2	4,2	2,0	75,8	385	345
25/2	15 h	11,8	6,0	2,8	3,6	2,6	75,2	443	400
27/2	13 h	11,4	6,6	2,0	3,0	2,4	74,6	381	342
28/2	14 h	10,2	8,6	1,8	2,6	1,8	75,0	305	275
29/2	17 h	10,2	8,2	1,8	2,8	1,4	75,6	273	246
3/3	7 h	11,4	8,2	1,6	1,6	1,4	75,8	231	209

peu près 400 cal/m<sup>3</sup> le 24 février, 300 cal/m<sup>3</sup> le 28, et tombe enfin de 300 à 200 cal/m<sup>3</sup> entre le 29 février et le 3 mars. Les analyses reprises au tableau XIV correspondent à des moments où les rentrées d'air sont négligeables. On constate donc une détérioration progressive, à mesure que la chaleur emmagasinée dans le chantier s'épuise. La teneur en O<sub>2</sub>, par contre, ne cesse d'augmenter.

— **Soufflage discontinu** (Diagrammes-moyens hors texte).

Plusieurs essais de soufflage pulsatoire ont lieu entre le 6 et le 11 mars. Les ventilateurs sont alternativement mis en marche et à l'arrêt, à des intervalles de temps variant de 20 minutes à une heure. Le rapport des temps de marche aux temps d'arrêt varie de 1/2 à 2/1.

L'interprétation précise des résultats obtenus est assez difficile. La composition du gaz varie évidemment suivant la même cadence que les débits : la synchronisation exacte des phénomènes est cependant assez délicate à établir, à cause de l'inertie du chantier et des appareils de mesure, d'une part, et du manque de repères précis sur les enregistrements, d'autre part.

Les diagrammes-moyens présentés ici (hors texte) sont établis à partir des moyennes des analyses Orsat pour les différentes phases de chaque régime de fonctionnement (Tableau XV). Les courbes reliant les points ainsi obtenus sont tracées d'après les enregistrements des débitmètres et des Monos.

De ces diagrammes-moyens, il résulte que les valeurs maxima du PCS ont été, dans chaque cas,

notées 40 à 50 minutes environ après l'interruption du soufflage.

Le gaz relativement riche recueilli semble bien résulter, en majeure partie tout au moins, de la distillation du charbon et de la réaction du gaz à l'eau pendant les périodes d'arrêt. Par suite de la longueur et de la section relativement large des galeries de retour, ce gaz, sous l'action du tirage naturel, met un certain temps pour arriver à la surface. Si la période d'arrêt est trop courte, l'air envoyé dans la mine au cycle suivant chasse devant lui les gaz accumulés dans le chantier et les galeries de retour : l'arrivée du gaz en surface est ainsi accélérée, mais ce gaz est plus ou moins mélangé à du gaz plus pauvre; c'est pour cette raison que les pointes des diagrammes sont beaucoup plus marquées dans le cas des périodes d'arrêt prolongées (60') que dans le cas de périodes d'arrêt plus courtes.

La quantité de gaz « riche » recueillie lors d'un arrêt dépend de la durée de la période de soufflage qui a précédé cet arrêt; le gaz le plus riche (1.000 cal/m<sup>3</sup>) correspond au premier arrêt de la série, succédant à une période prolongée de soufflage continu.

Si l'on tient compte du fait que le gaz relativement riche n'est produit qu'en très faible quantité (débit minime et pendant un temps assez court) et que le gaz pauvre obtenu pendant la plus grande partie du cycle est moins bon que celui que l'on produit en régime continu, l'ensemble du gaz produit par soufflage discontinu n'est pas meilleur que celui qu'on obtiendrait en faisant passer dans le chantier le même débit moyen en régime continu.

\* \* \*

Tableau XV.

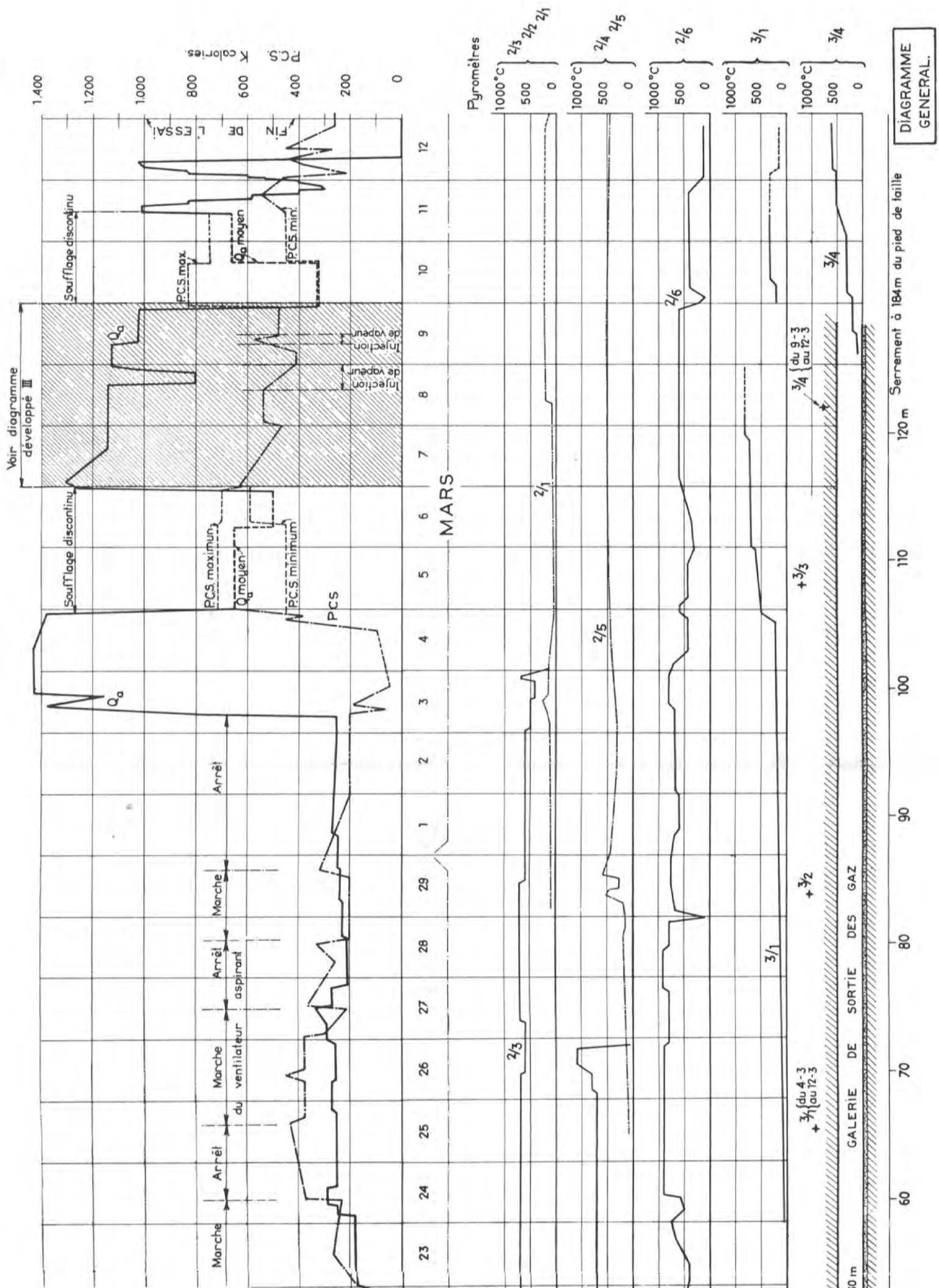
(Temps comptés en minutes à partir du milieu de la période d'arrêt.)

Du 5 mars à 15 heures au 6 mars à 8 h 15. Régime : 30' marche-30' arrêt.										
Temps	Débit air	Débit gaz	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
0	0	3.000	14,7	1,4	3,1	3,8	5,2	75,8	516	466
15	0	2.800	15,1	1,5	2,1	4,1	2,7	74,7	446	399
30	15.000	10.000	13,9	2,5	6,4	8,0	2,9	66,5	714	646
45	15.000	10.000	14,5	2,1	4,4	8,2	3,4	67,6	708	655

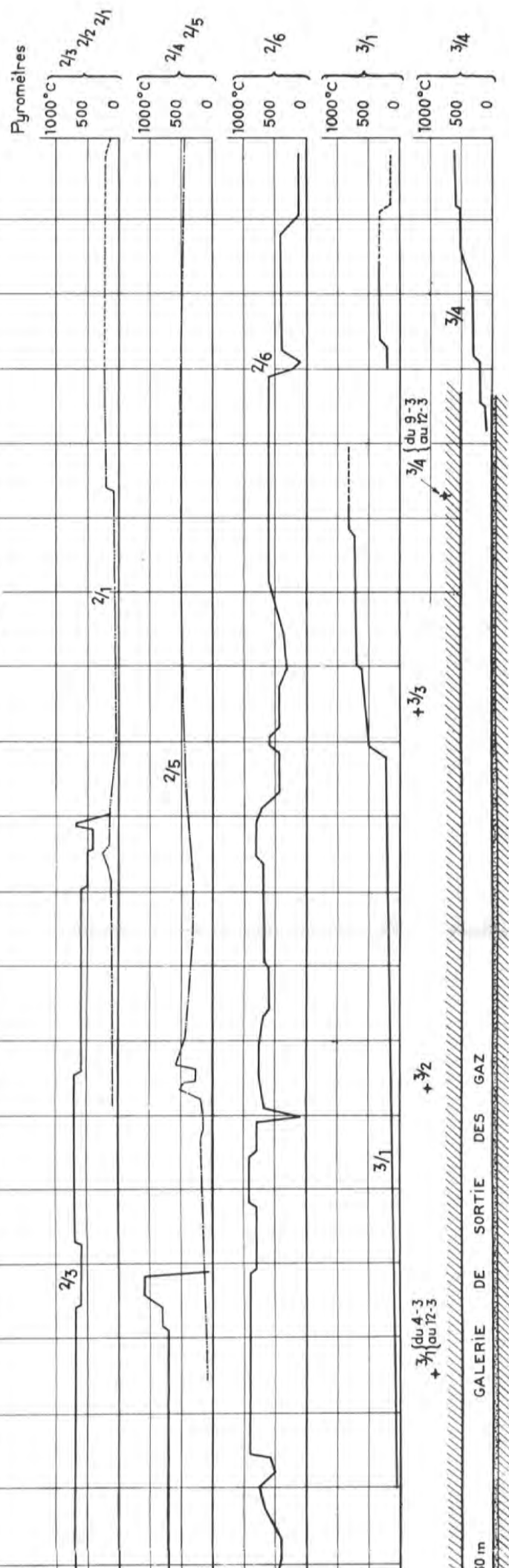
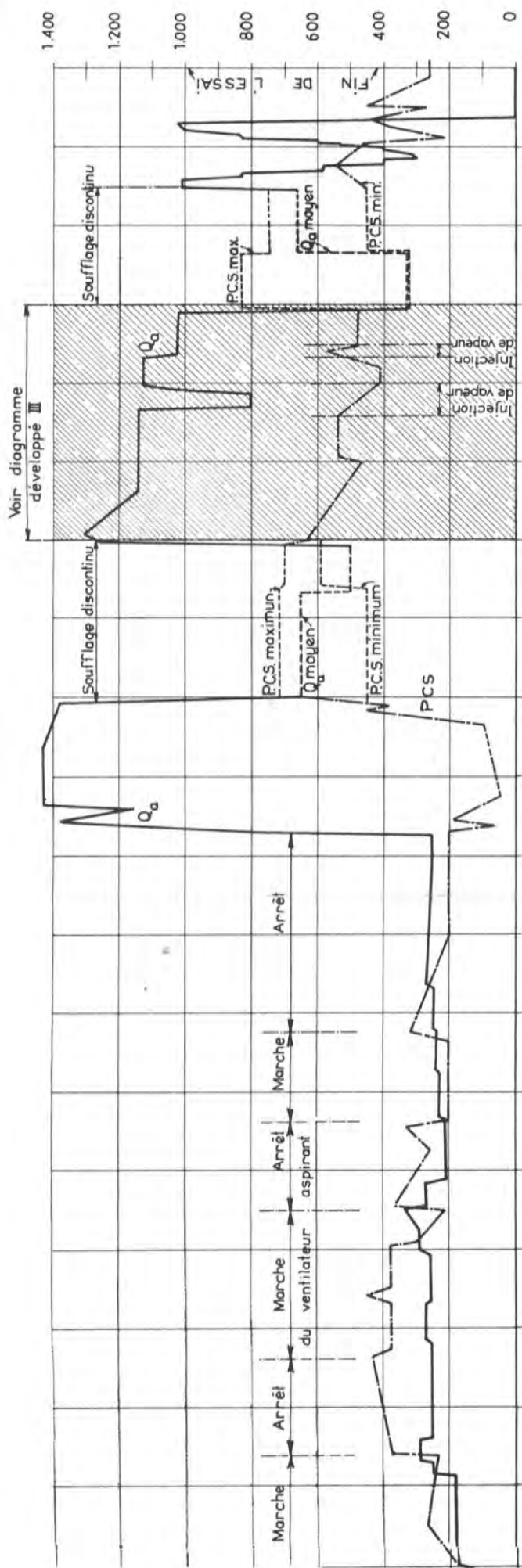
Du 6 mars à 8 h 40 au 6 mars à 20 h 40. Régime : 20' marche-40' arrêt.										
Temps	Débit air	Débit gaz	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
10	0	3.280	14,7	1,4	5,1	6,3	2,9	69,6	623	564
30	15.000	11.800	14,8	1,7	3,8	7,5	3,4	69,0	662	594
50	0	3.400	14,6	1,7	3,5	7,1	4,0	69,3	698	625

Du 10 mars à 0 heure au 10 mars à 15 heures. Régime : 30' marche-60' arrêt.										
Temps	Débit air	Débit gaz	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
20	0	1.000	18,5	3,5	8,6	11,1	2,5	56,0	838	759
50	10.000	7.000	13,9	1,7	2,2	5,1	1,7	77,4	323	291
80	0	1.000	14,5	2,1	3,8	3,5	1,5	74,8	565	353





Voir diagramme développé III



**DIAGRAMME GENERAL.**

10 m

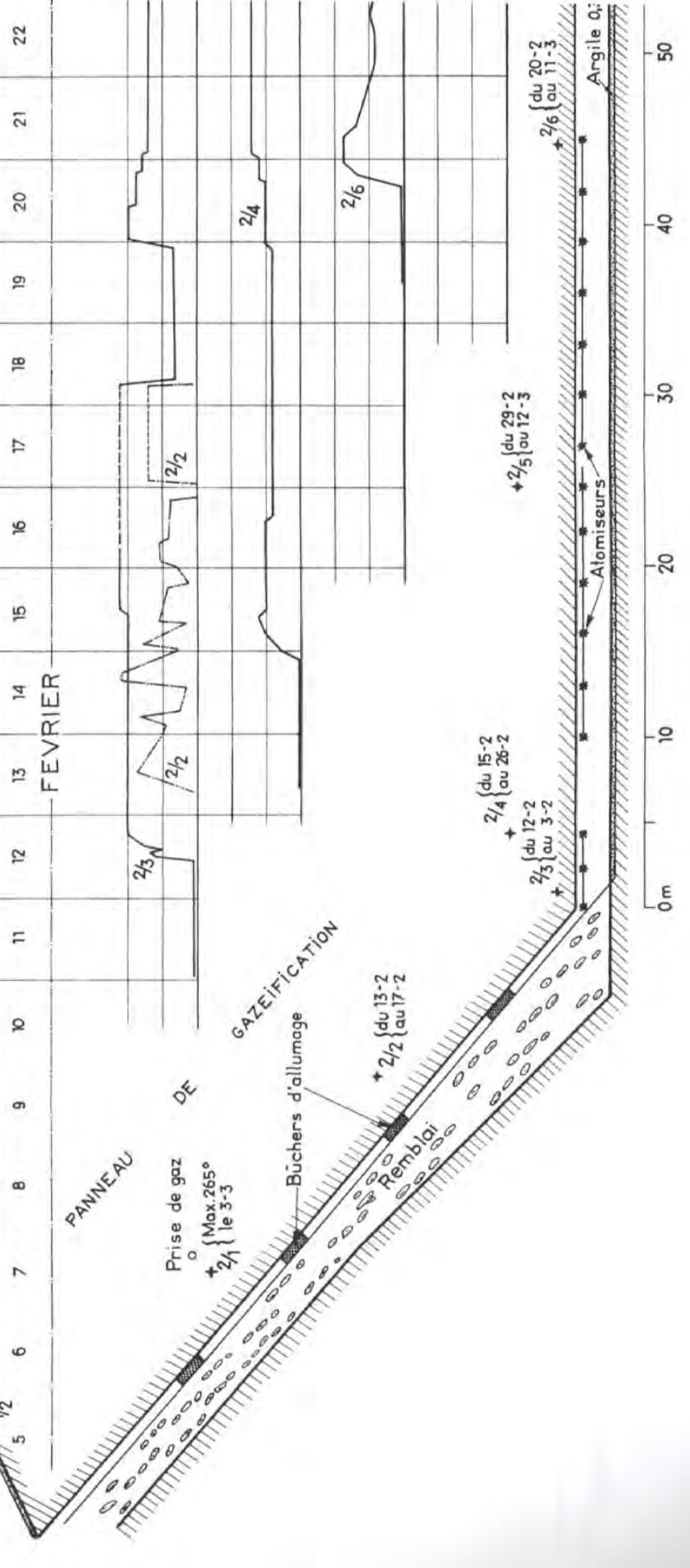
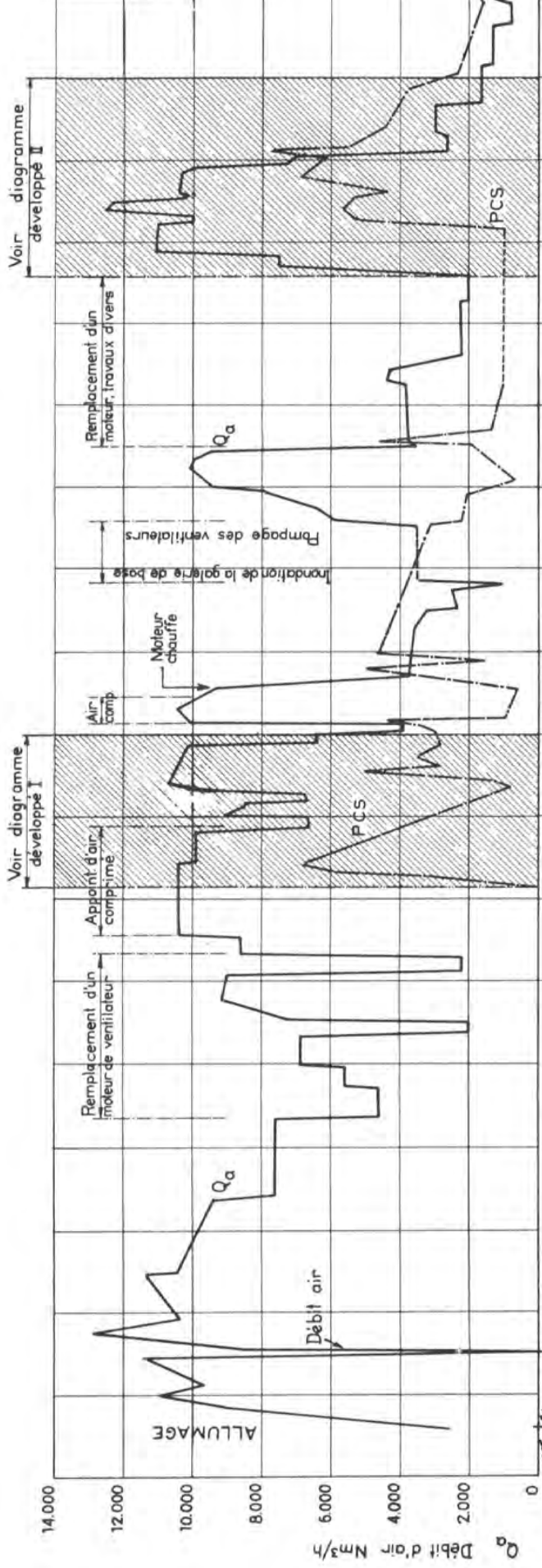
GALERIE DE SORTIE DES GAZ

100

110

120 m

Serrement à 184m du pied de faille



Du 10 mars à 25 heures au 11 mars à 11 heures. Régime : 60' marche-30' arrêt.										
Temps	Débit air	Débit gaz	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
10	0	2.500	14,8	1,2	8,6	8,0	2,5	64,9	745	678
40	10.000	5.600	14,8	0,7	5,3	4,5	1,7	75,2	455	455
70	10.000	6.600	14,7	0,8	5,5	4,5	1,7	75,0	459	421

— Gaz à l'eau.

Le 8 mars, à 14 heures, on tente une injection de vapeur, dans le but de produire du gaz à l'eau. Avant cette manœuvre, un débit de 11.000 m<sup>3</sup>/h traversait le chantier d'une façon continue, depuis 40 heures, produisant un gaz à 500 cal/m<sup>3</sup> environ (voir forts débits, période du 7 au 9 mars).

De 14 heures à 22 h 30, la vapeur est envoyée dans le chantier par la conduite en éternit prévue à cet effet, à raison de 1.600 kg/h (2.000 Nm<sup>3</sup>) pour 8.000 m<sup>3</sup>/h d'air, soit 200 g par Nm<sup>3</sup> d'air (ou 20 % du volume total).

Aucun changement net de la composition du gaz n'est observé (diagramme III). On constatera plus tard (visite du chantier le 15 juin) que la tuyauterie en éternit était brisée à une centaine de mètres de la tête de taille; il est donc fort possible que la vapeur injectée par cette conduite ne soit pas parvenue au chantier. Une bonne partie de la vapeur peut s'être condensée dans la conduite elle-même.

On essaye ensuite d'injecter la vapeur (2 à 5 t par heure) à l'ouïe des ventilateurs.

Les chances de condensation sont ici moins grandes, la vapeur étant immédiatement diluée dans une grande quantité d'air.

La première tentative, le 8 mars, de 22 h 30 à 24 heures, est trop courte pour donner un résultat. Une seconde injection, le 9 mars, de 8 h 30 à 12 h 30, a peut-être formé un peu de gaz à l'eau et contribué à améliorer le gaz (voir diagramme III), expliquant ainsi le relèvement de -0,057 à -0,018 du paramètre h (voir tableau XII analyse 10), mais ceci n'est guère certain : l'augmentation de la teneur en hydrogène du gaz a commencé trop tôt pour n'être due qu'à l'injection de vapeur.

Un échantillon de gaz, prélevé par un trou de sonde le 9 mars à 12 heures, près du pyromètre 2/1, donne un pouvoir calorifique de 1.550 cal/m<sup>3</sup>; sa composition semble aussi indiquer la formation de gaz à l'eau à la partie supérieure de la taille (voir parag. ε).

\* \* \*

Plus tard, pendant la période d'extinction, on tente d'étouffer le feu par un envoi massif de vapeur, sans air (du 15 mars, à 17 heures, au 16 mars, à 8 h 45). On peut alors constater nettement la formation de gaz à l'eau, en débit très faible il est vrai (tous les ventilateurs sont arrêtés). Le pouvoir calorifique du gaz produit est faible, la mine s'étant déjà refroidie pendant plusieurs jours (Tableau XVI).

Tableau XVI.

Jours	Heures	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCI
15 mars	16 h	6,8	15,8	0,6	0,8	0,6	77,4	99	89
»	19 h	10,2	15,2	0,4	3,4	0,6	72,2	175	150
»	24 h	11,6	15,4	0,6	5,2	1,2	68,0	291	255
16 mars	8 h	11,4	15,2	1,0	6,0	1,0	67,4	509	270

Les analyses faites pendant l'injection de vapeur contiennent plus d'oxygène total (CO<sub>2</sub> + O<sub>2</sub> + ½ CO) que ne peuvent en avoir introduit la décomposition de la vapeur et l'entrée d'air, mesurées par l'hydrogène et l'azote présents :

$$\left( \frac{1}{2} \text{H}_2 + \frac{21}{79} \text{N}_2 \right)$$

Le même phénomène a été constaté lors d'essais à la vapeur faits dans d'autres chantiers (par exemple à Gorgas).

Nous n'en avons pas trouvé d'explication satisfaisante.

— Recyclage.

On tente enfin, le 12 mars, de renvoyer à l'entrée du chantier le gaz riche en CO<sub>2</sub> obtenu à la sortie (6.500 m<sup>3</sup>/h), de façon à réduire le CO<sub>2</sub> en oxyde de carbone et à enrichir le gaz.

A cet effet, on raccorde l'aspiration des ventilateurs soufflants (entrée) sur le refoulement du ventilateur aspirant (sortie). Une rentrée d'air est prévue, pour maintenir un certain pourcentage d'O<sub>2</sub> dans le gaz (10 %).

Ce régime, pour lequel l'équipement existant est insuffisamment adapté, ne peut être maintenu plus de deux heures. Des explosions, ou tout au moins des surpressions brusques, se produisent dans les conduites par suite du mélange d'air entrant et de l'hydrogène du gaz. D'autre part, tout le chantier se trouvant en pression, des fuites de CO se produisent, obligeant à interrompre l'essai après deux heures.

Cette expérience est de trop courte durée et les conditions de marche trop instables pour pouvoir tirer des conclusions quelconques. On obtient à certains moments du gaz à 400 calories, contenant de 4 à 5 % de CO et d'H<sub>2</sub>, mais il n'est guère pos-

sible de déterminer si le CO<sub>2</sub> recyclé a réellement été réduit.

\* \* \*

#### e. Evolution du gaz le long du trajet souterrain.

Un trou de sonde, creusé à partir de la galerie de contrôle vers la partie supérieure de la taille, permet de prélever à différentes reprises des échantillons de gaz en un point proche du pyromètre 2/1.

Ce gaz est nettement plus riche que celui qui parvient au même moment à la sortie du chantier (Tableau XVII). Il est cependant difficile de décider si cette différence provient de la recombustion ou de la rétrogradation du gaz dans la partie inférieure du chantier et les galeries de retour, ou bien du mélange, à l'échantillon provenant du trou de sonde, de gaz de distillation formés près du point de la prise.

Tableau XVII.

Prises au fond		CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>	PCS	PCS surface
4 mars	10 h 50	10,2	1,8	12,6	5,4	2,0	68,0	755	≈ 0
»	13 h 00	10,0	1,6	12,0	6,0	2,8	67,6	812	95
»	21 h 00	10,2	2,4	11,2	5,2	1,8	69,2	680	450
9 mars	12 h 00	6,5	0,1	20,0	11,9	5,7	58,0	1.550	500

La dernière analyse de ce tableau, celle du 9 mars, est celle d'un échantillon prélevé au moment de l'injection de vapeur (dans l'ouïe des ventilateurs). Il est peu vraisemblable qu'elle représente l'ensemble du courant gazeux passant dans la partie supérieure de la taille. Cependant, si l'on applique le calcul du bilan à cette composition, on obtient :

$$\begin{aligned} a &= 0,750 \\ h &= + 0,027 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} c &= 0,571 \\ g &= 0,165 \\ c/g &= 2,25 \end{aligned}$$

On aurait, si l'échantillon est représentatif, réellement formé du gaz à l'eau en tête de taille.

En supposant que ce gaz n'a subi qu'une recombustion partielle dans le bas du chantier, on peut expliquer la composition finale du mélange sortant de la mine par l'équation :

$$0,707 (6,5 \text{ CO}_2 + 0,1 \text{ O}_2 + 20,0 \text{ CO} + 11,9 \text{ H}_2 + 5,7 \text{ CH}_4 + 58,0 \text{ N}_2) + 0,404 (21 \text{ O}_2 + 70 \text{ N}_2) = \\ 0,0485 \text{ H}_2\text{O} + (14,0 \text{ CO}_2 + 1,0 \text{ O}_2 + 5,5 \text{ CO} + 5,0 \text{ H}_2 + 1,9 \text{ CH}_4 + 72,8 \text{ N}_2)$$

Le gaz qui se trouvait à 12 heures en tête de taille est vraisemblablement parvenu à la surface entre 12 heures et 15 heures. La composition calculée ci-dessus vient se placer exactement entre les

analyses des prises de surface de 12 heures et 14 h (l'analyse de 15 heures n'a pas été effectuée) (Tableau XVIII).

Tableau XVIII.

9 mars	CO <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	CH <sub>4</sub>	N <sub>2</sub>
12 heures	15,2	0,4	5,8	5,0	1,5	72,5
14 heures	14,5	1,6	4,5	5,5	2,5	72,0

D'après ces chiffres, une zone de réaction se serait formée vers la fin de l'essai, au tiers supérieur de la taille (position de la prise), et le gaz formé en ce point parcourrait le reste du chantier sans subir autre chose qu'une combustion partielle. Il n'est donc pas nécessaire d'invoquer une rétrogradation ( $2 \text{ CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$ ) pour justifier les analyses obtenues.

Il serait cependant imprudent de tirer des conclusions importantes d'une prise de gaz isolée, qui peut ne pas signifier grand chose dans un ensemble aussi hétérogène qu'un panneau de gazéification.

D'une part, les prises d'échantillons effectuées sont trop peu nombreuses pour pouvoir affirmer que du gaz était élaboré d'une façon continue à la partie supérieure de la taille.

D'autre part, on ignore où aboutissait exactement le tuyau de prise au moment du prélèvement. Rien ne permet d'affirmer qu'il débouchait dans le

courant gazeux principal. Le point de prélèvement peut n'être relié au front de feu que par des fissures dans le charbon, dans lesquelles l'aspiration de l'échantillon développe un système de gazéification en miniature, avec production passagère d'un gaz relativement riche. La prise peut même déboucher en pleine zone de distillation. Dans ce cas, le mélange recueilli peut être absolument sans rapport avec la composition du courant principal.

\* \* \*

#### ζ. Rôle de la distillation.

De l'ensemble des analyses et du calcul des bilans, il résulte que la distillation a joué un rôle important dans la formation du gaz recueilli. Ceci ressort de la forte valeur du rapport c/g du charbon total, gazéifié ou seulement distillé, au charbon réellement gazéifié.

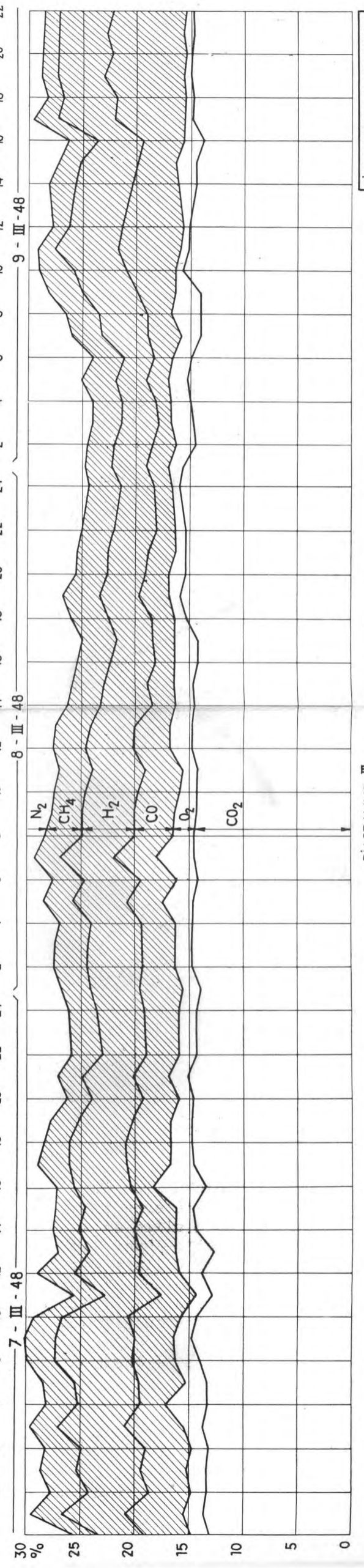
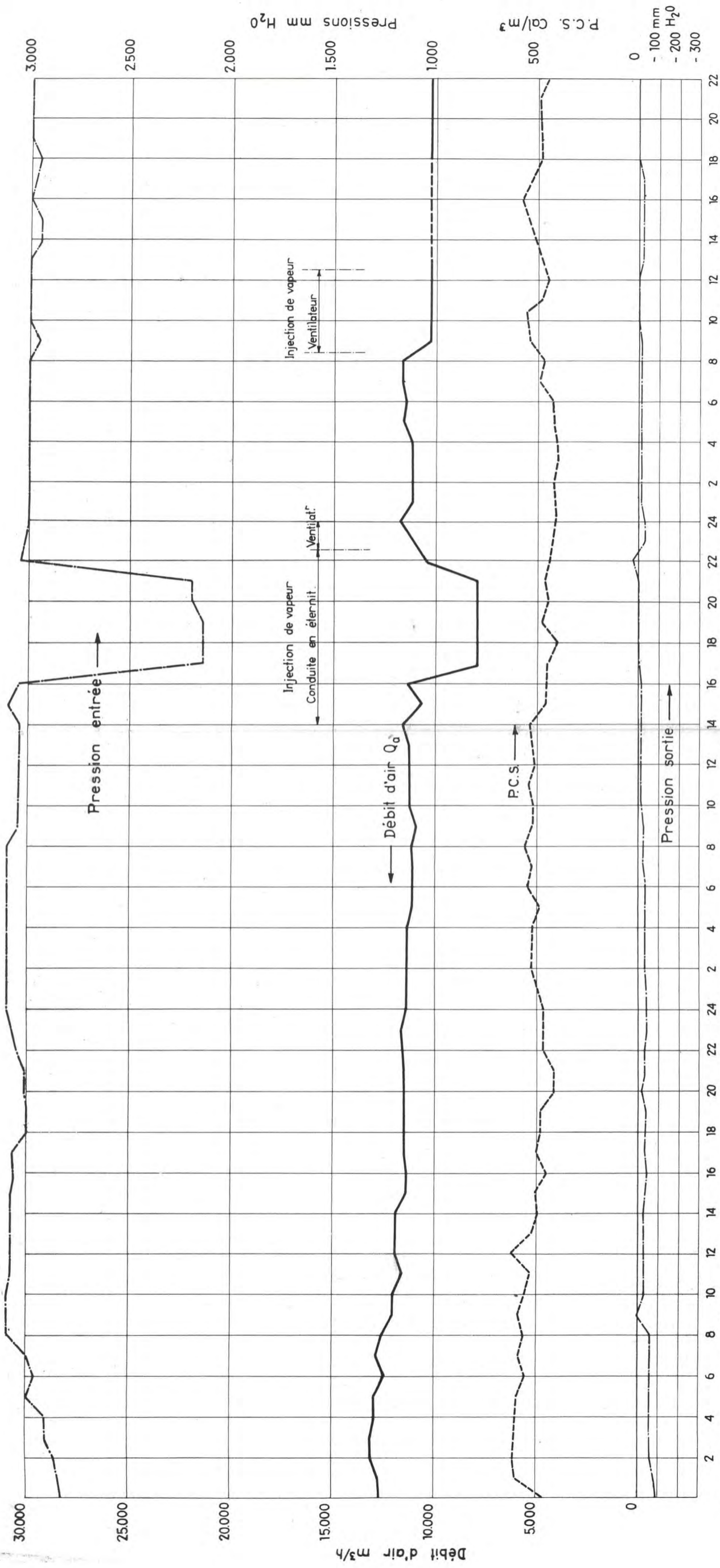


DIAGRAMME III

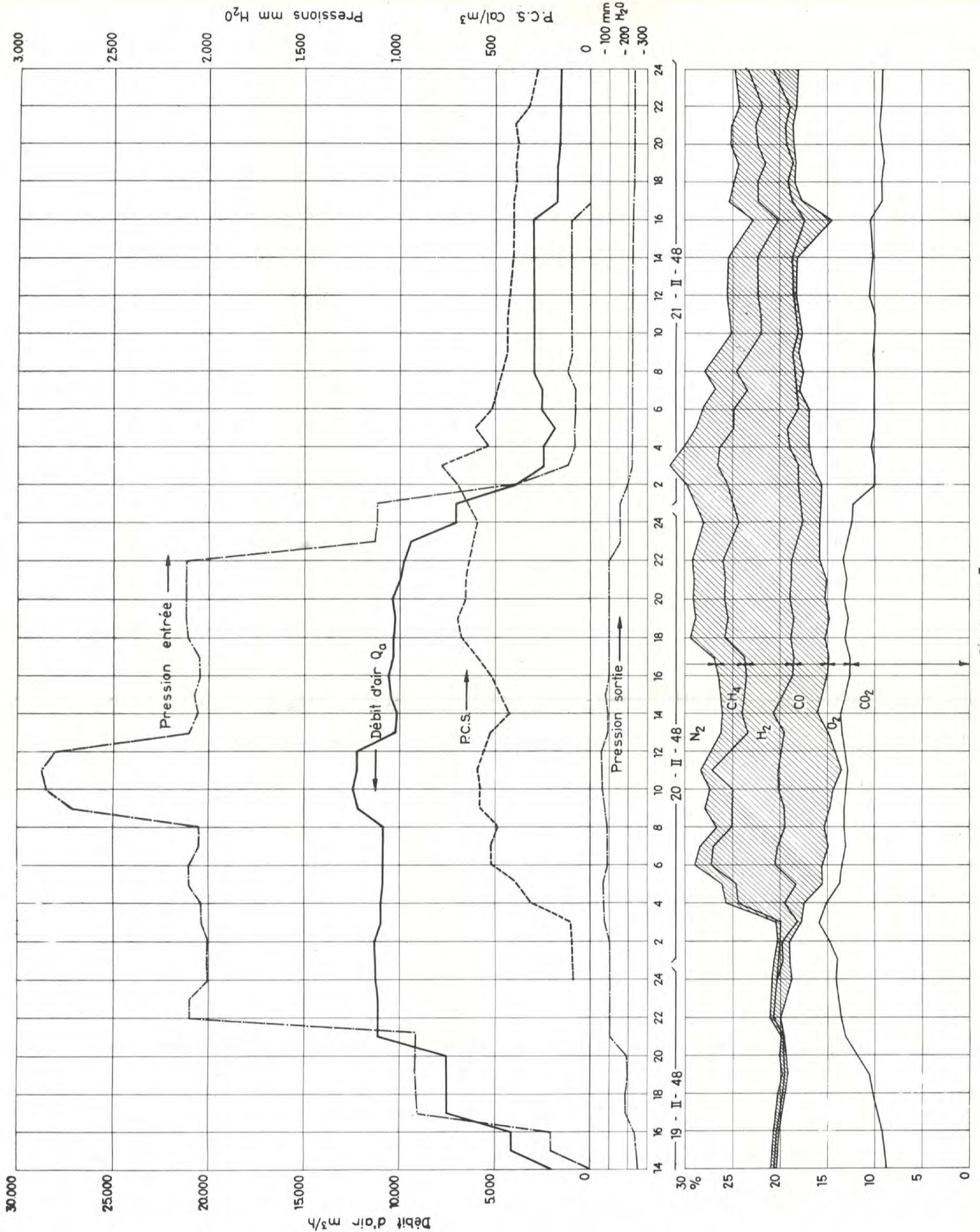


DIAGRAMME II

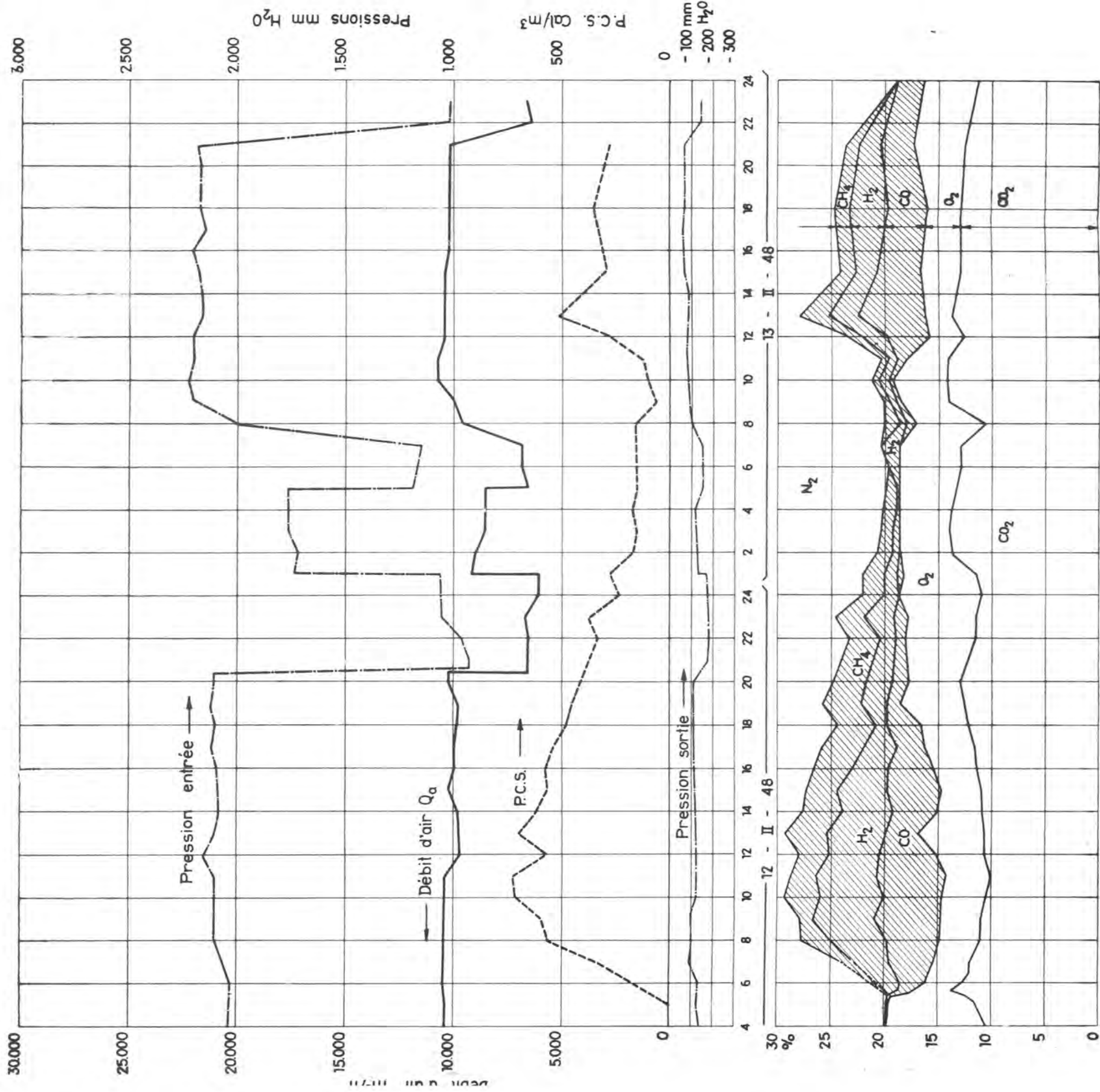


DIAGRAMME I

On peut admettre que la zone de feu est entourée d'une zone de charbon en distillation. Si la zone de feu se déplace uniquement transversalement, dans le sens de la progression normale du front, la zone de distillation se déplace solidairement et, en régime, la quantité de charbon distillé doit être égale à la quantité de charbon gazéifié :  $k = 0$ ,  $g = c$ .

Si, par contre, la zone de feu se déplace longitudinalement avec une vitesse constante,  $c/g$  tend vers une valeur constante supérieure à 1; le régime correspondant n'est permanent qu'à une translation longitudinale près. Sa durée est limitée par la longueur de taille à parcourir.

On pourrait faire parcourir le front à plusieurs reprises par la zone de feu, soit par des réallumages successifs, soit par des inversions du courant.

Le régime périodique ainsi obtenu serait équivalent, en moyenne, à un régime permanent.

Pendant l'essai du chantier I de Bois-la-Dame cependant, on n'a parcouru qu'une fois le front de charbon frais. On n'a en fait assisté qu'à la première phase d'une mise en régime et il n'est guère étonnant de trouver un grand excès de charbon distillé.

Les périodes au cours desquelles le pouvoir calorifique a dépassé 500 calories correspondent vraisemblablement à une extension brusque et accidentelle de la zone de distillation, par exemple par suite d'un éboulement de charbon frais dans la taille ou la galerie de base, portées à haute température par un soufflage intense et prolongé.

On constate en effet que le rapport  $c/g$  est particulièrement élevé pendant la production de gaz à bon pouvoir calorifique. Au cours de chaque période, la composition du gaz produit évolue dans le temps, sans qu'on change rien au régime, plus rapidement que ne pourrait l'expliquer le déplacement de la zone de feu.

Après l'interruption ou la réduction du soufflage, le gaz continue à se dégager pendant un certain temps.

L'apparition soudaine d'un mélange de gaz combustibles fait plus penser à un apport brutal de combustible frais qu'à l'évolution progressive d'un phénomène thermochimique.

\* \* \*

#### η. Influence du débit.

De l'examen du diagramme général ressort immédiatement un parallélisme grossier entre le pouvoir calorifique du gaz et le débit d'air soufflé. Cette constatation doit toutefois être précisée pour les raisons suivantes.

D'une part, l'influence des rentrées d'air est d'autant plus importante que le débit est plus faible; elle tend donc à diminuer le pouvoir calorifique du gaz brut produit pendant les périodes de faible débit. Il faut faire porter la comparaison sur les analyses corrigées.

D'autre part, chaque changement brusque de débit est suivi d'un régime transitoire qui peut masquer l'influence véritable du débit si les périodes considérées ne sont pas assez longues. Une diminution brusque du débit succédant à une période

assez longue à fort débit s'accompagne d'un dégagement de matières volatiles, important en valeur relative et conduisant à un gaz riche mais éphémère. Une augmentation brusque du débit succédant à une longue période à faible débit n'est suivie qu'avec un décalage souvent très important de la production d'un gaz relativement riche, dont le pouvoir calorifique va ensuite en décroissant.

Pour mettre en évidence de façon précise l'influence du débit, il faudrait donc comparer deux périodes au cours desquelles le débit a été maintenu constant assez longtemps pour qu'on puisse considérer le régime établi. Aucune des périodes de fonctionnement de l'essai I ne satisfait pleinement à cette condition. Faute de mieux, et avec ces réserves, on peut comparer la période du 24-27 février, à faible débit, à celle du 7 au 10 mars, à débit élevé. Ces deux périodes se distinguent :

— d'une part, par la teneur en oxygène : 5 à 6 % pour un débit de 2.500 m<sup>3</sup>, 1 à 2 % pour un débit de 10.000 m<sup>3</sup>;

— d'autre part, par le pouvoir calorifique supérieur moyen du gaz : 400 calories pour un débit de 2.500 m<sup>3</sup>, 500 cal. pour un débit de 10.000 m<sup>3</sup>.

L'écart est évidemment moins marqué que celui résultant d'un examen superficiel du diagramme, mais il est indiscutable.

Après le 27 février, le gaz s'est détérioré progressivement (compte tenu des rentrées d'air), dans des conditions de débit relativement constantes. La différence entre le gaz produit à débit élevé et à débit réduit serait encore plus nette si l'on avait pu choisir, pour les faibles débits, une période de référence postérieure à celle du 24 au 27 février.

#### d) Bilan thermique.

Le bilan thermique se présente comme suit :

- $P_g$  : pouvoir calorifique supérieur du gaz;
  - +  $S_g$  : chaleur sensible du gaz (y compris la chaleur latente de vaporisation de la vapeur d'eau entraînée);
  - +  $P_k$  : pouvoir calorifique des imbrûlés;
  - +  $S_k$  : pertes de chaleur dans le massif et les tuyauteries.
- 
- =  $T$  : pouvoir calorifique supérieur du charbon totalement ou partiellement utilisé.

Avec ces notations, les calories apportées ou soustraites au système par l'eau liquide (humidité du terrain, purge des atomiseurs, condensations dans les galeries et les tuyauteries) sont incorporées dans les pertes au massif.

En toute rigueur, il faudrait ajouter au pouvoir calorifique du combustible utilisé l'enthalpie de la vapeur injectée dans le chantier. Cette correction, qui n'a de raison d'être que pendant les essais à la vapeur, est peu importante.

Le bilan matière, calculé au paragraphe c. γ, donne les quantités  $c$  et  $k$  de charbon net et d'imbrûlés correspondant à la formation de 1 Nm<sup>3</sup> de gaz.

Les pouvoirs calorifiques du charbon, des imbrûlés (carbone) et du gaz étant connus, il est facile de calculer les termes  $P_g$ ,  $P_k$  et  $T$  du bilan thermique :



$$P_g = 5,020 \cdot CO + 5,050 \cdot H_2 + 9,520 \cdot CH_4;$$

$$P_k = 8,100 \times k;$$

$$T = (\text{PCS du charbon}) \times c.$$

La chaleur réellement fournie par le combustible est :

$$T - P_k = P_g + S_g + S_k.$$

La somme  $S_g + S_k = S$  (chaleur dégagée sous forme sensible) se calcule par différence :

$$S = T - P_k - P_g.$$

Si l'on connaît la température du gaz et sa teneur en vapeur d'eau, on peut calculer sa chaleur sen-

sible  $S_g$  et déterminer, par différence  $S - S_g = S_k$ , la perte de chaleur au massif.

Les chiffres du tableau XIX ont été obtenus à partir des pouvoirs calorifiques supérieurs, sans correction pour la vapeur d'eau. Les résultats de ce bilan simplifié sont donnés en calories par Nm<sup>3</sup> pour les dix analyses moyennes des périodes de fonctionnement les plus caractéristiques (Tableau XII, analyses brutes). On a de plus exprimé le pouvoir calorifique du gaz et la chaleur sensible totale en pour-cent de la chaleur effectivement fournie par le combustible :  $T - P_k$ , et celle-ci en pour-cent du pouvoir calorifique total T du combustible.

Tableau XIX.

Analyses		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
en calories	PCS gaz $P_g$ .....	555	547	505	641	654	424	400	555	449	498
	Ch. sensible tot. $S$ ..	682	720	767	789	571	548	620	765	851	759
	Ch. fournie $P_g + S$	1.235	1.067	1.270	1.430	1.225	972	1.020	1.300	1.300	1.257
	PC imbrûlés $P_k$ ...	1.660	715	1.505	2.550	2.525	1.755	1.100	1.490	1.650	795
PCS charb. $\times c = T$		2.895	1.780	2.775	5.080	5.750	2.705	2.120	2.790	2.950	2.050
En % de la chaleur fournie par le com- bustible $T - P_k$	$P_g$	44,8	52,5	39,6	44,9	53,4	43,6	39,2	41,2	54,5	39,6
	$S$	55,2	67,5	60,4	55,1	46,6	56,4	60,8	58,8	65,5	60,4
Utilisation du combus- tible % :											
$\frac{P_g + S}{T} = \frac{T - P_k}{T}$		42,8	60,0	45,8	56,0	52,7	35,9	48,1	46,6	44,1	61,4

On voit que le PCS du gaz représente de 32,5 à 55,4 % de la chaleur fournie par le combustible. Le chiffre maximum de 55,4 % correspond à une période de distillation, succédant immédiatement à une période de soufflage intense. Cette distillation n'est possible que grâce à la chaleur emmagasinée dans le chantier pendant la période précédente. Le fonctionnement en régime semble mieux caractérisé par un chiffre variant entre 40 et 45 % (analyses 1, 5, 4, 8, 10).

Pour déterminer la chaleur sensible du gaz, il faudrait connaître sa température et sa teneur en humidité à la sortie du chantier. Ces données n'ont pas été mesurées. Il est donc impossible de départager exactement la chaleur sensible entre le gaz et les pertes au terrain.

La présence des atomiseurs à l'intérieur du chantier excluait l'utilisation de la chaleur sensible du gaz. Celle-ci doit donc être considérée elle-même comme une perte.

#### 4. — Conclusions générales.

##### a) Consommation de charbon.

La quantité de charbon (net), gazéifié complètement entre le 5 février et le 12 mars 1948, est d'environ 400 tonnes.

##### b) Comportement du terrain.

La zone de feu proprement dite n'a pu être visitée après l'essai. Les seuls renseignements sur le comportement des terrains dans la zone de réaction nous sont fournis par la résistance du circuit au passage du courant gazeux.

Celle-ci est allée en croissant pendant les premiers jours de l'essai, puis s'est stabilisée. La relation entre le débit et la pression caractérise un écoulement partiellement laminaire. Ceci peut s'expliquer par des éboulements de charbon dans la taille et la voie de base.

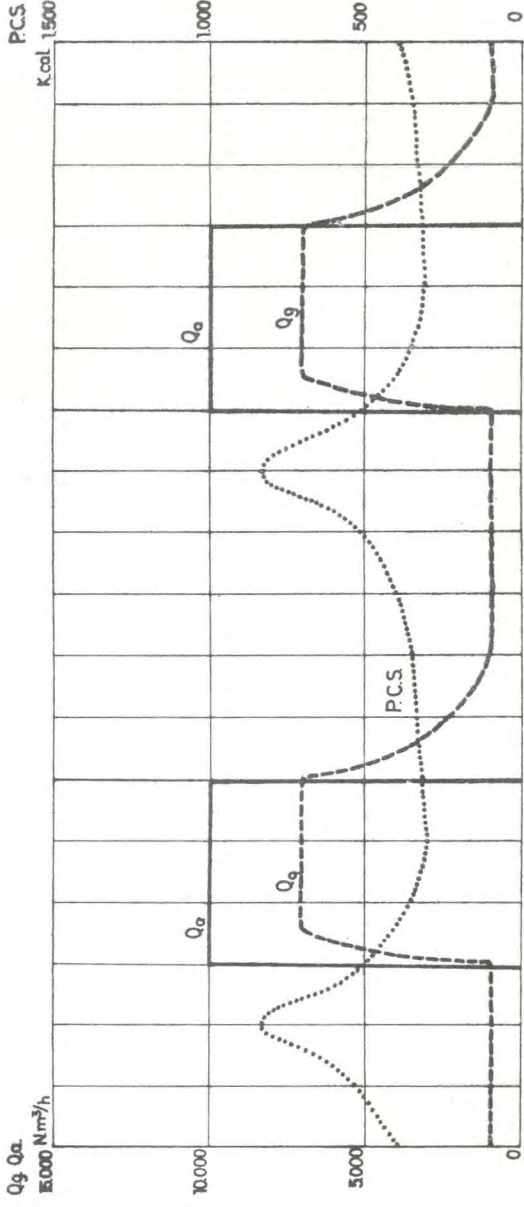
A la tête de taille, il n'y a pas eu d'éboulement. Par contre, le charbon surmontant la galerie de base s'est éboulé sur plusieurs mètres de hauteur et sur une assez grande longueur.

L'étanchéité du chantier lui-même et celle des serements ont été satisfaisantes. Celle des puits était insuffisante et a été la cause des rentrées d'air.

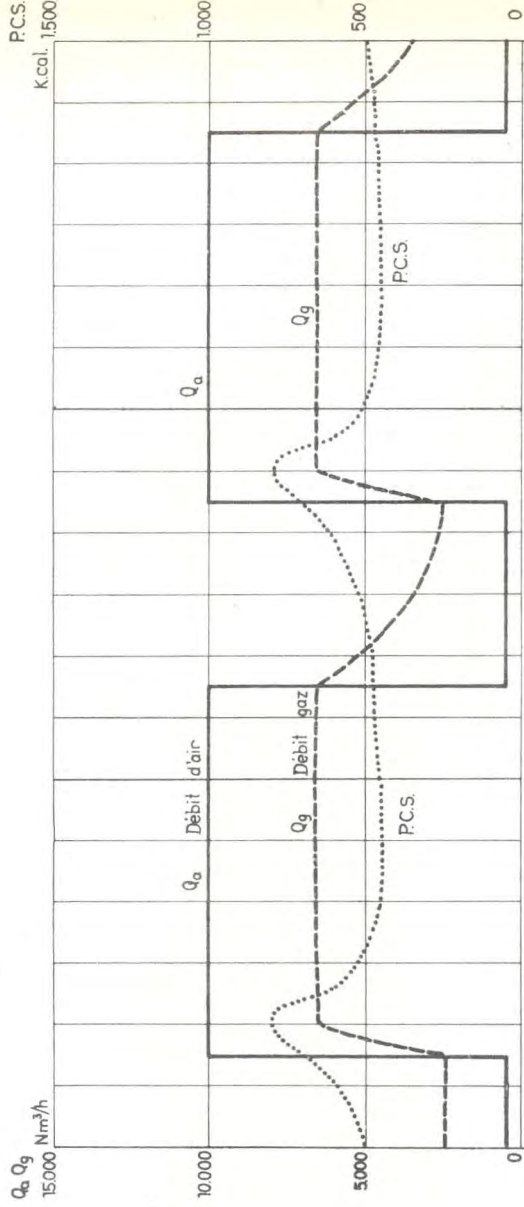
##### c) Zone de feu.

La zone de feu s'est étendue progressivement pendant l'essai jusqu'à atteindre une centaine de mètres de longueur. Toutefois, il n'est pas démontré qu'elle était continue : elle pouvait être constituée par une série de foyers séparés.

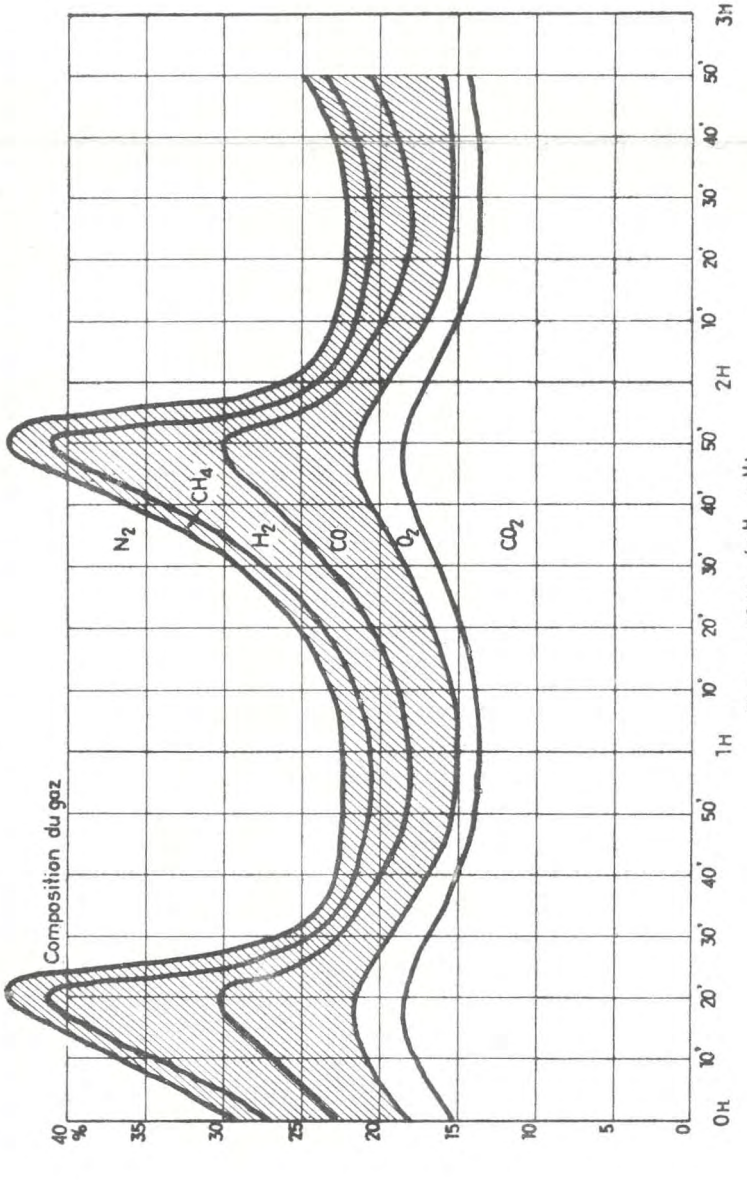
Qg Qa  
5000 Nm<sup>3</sup>/h



Qa Qg  
15,000 Nm<sup>3</sup>/h

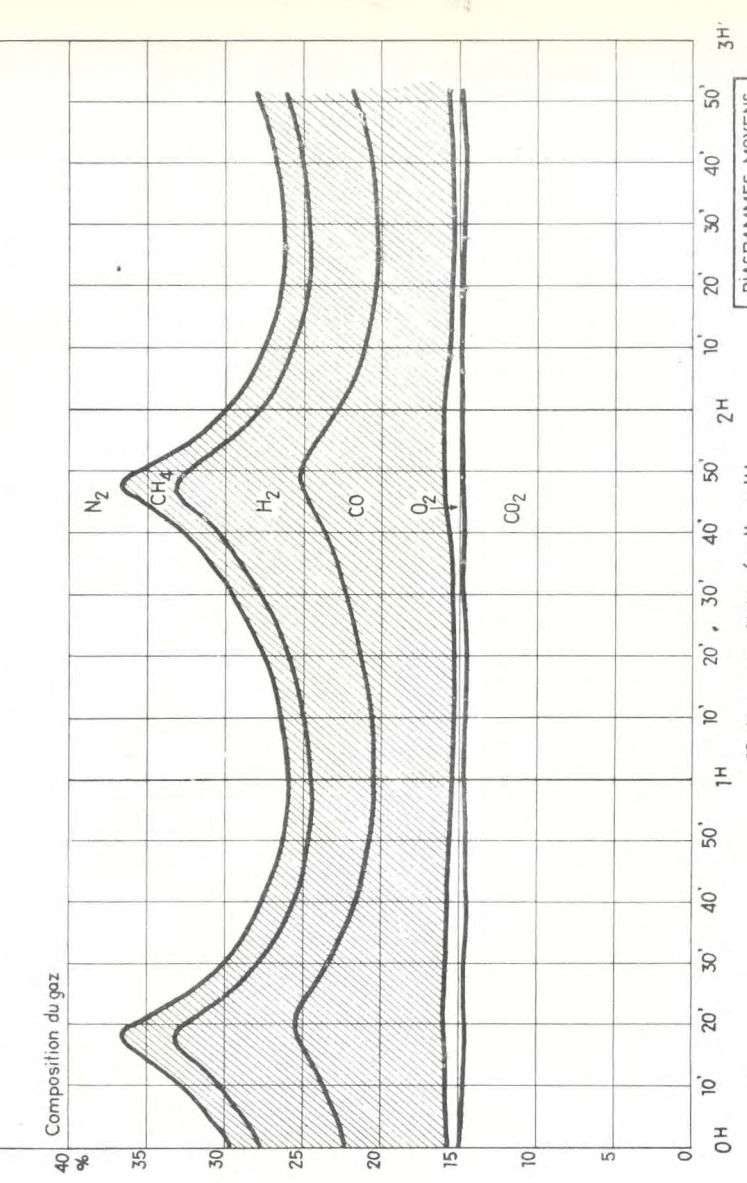


Composition du gaz  
%



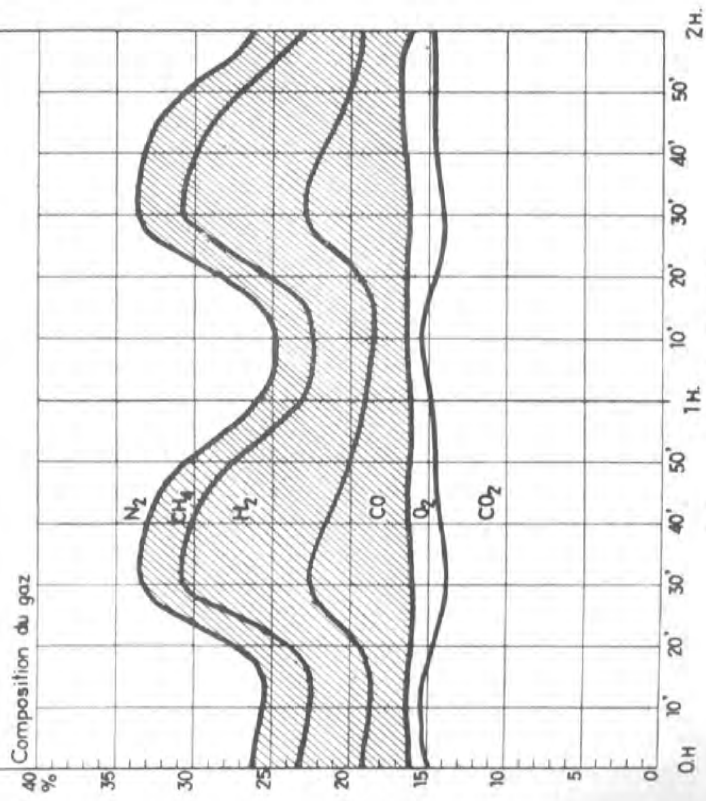
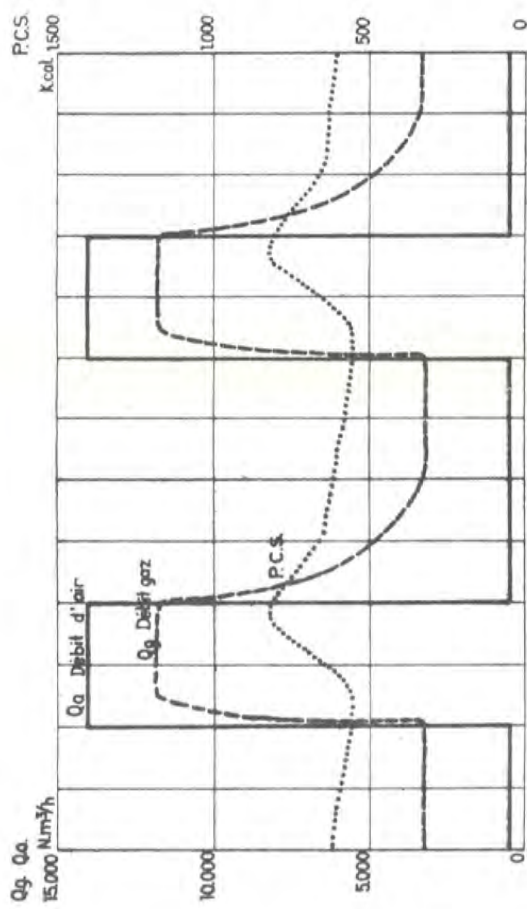
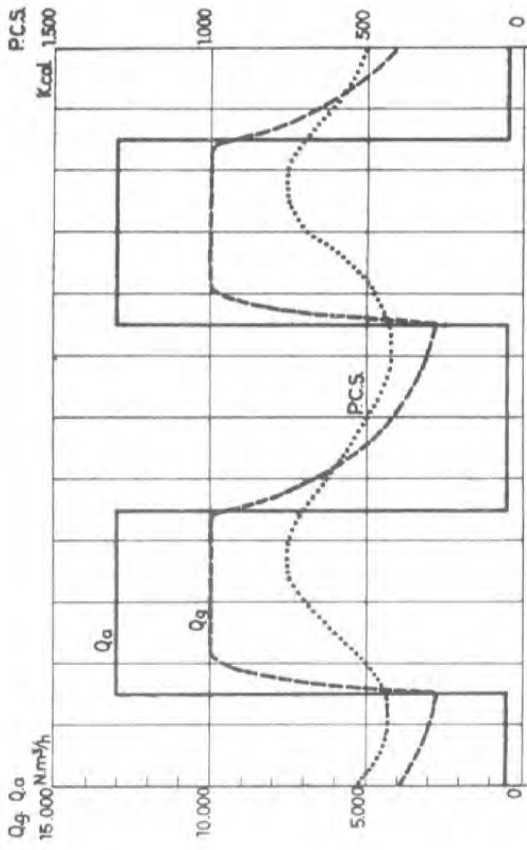
10 mars 1948 (0<sup>H</sup> - 15<sup>H</sup>)

Composition du gaz  
%

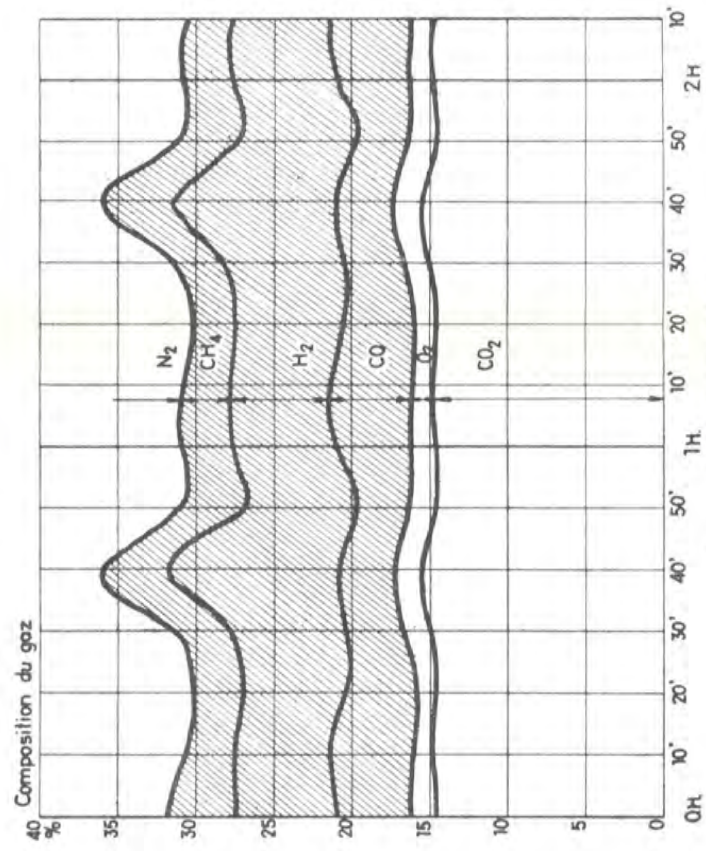


10-11 mars 1948 (23<sup>H</sup> - 11<sup>H</sup>)

DIAGRAMMES MOYENS  
SOUFFLAGE DISC.



5-6 mars 1948 (15H - 6H15)



6 mars 1948 (8H40 - 20H40)

En outre, elle s'est dépacée dans son ensemble d'une centaine de mètres dans le sens du courant d'air.

Ces deux phénomènes (extension et déplacement) semblent avoir été d'autant plus rapides que le débit d'air était plus élevé.

Les atomiseurs ont été incapables de s'opposer à la progression du feu dans la galerie de base. Leur inefficacité a été imputée à une conception et à un fonctionnement défectueux.

#### d) Nature et qualité du gaz.

L'épuisement à peu près total de l'oxygène de l'air a été obtenu chaque fois qu'un débit important a été maintenu pendant un temps suffisant. Par contre, le gaz produit avec de faibles débits renferme toujours une proportion importante d'oxygène, même si l'on tient compte des rentrées d'air après réaction.

Cette différence est vraisemblablement causée par la température élevée et la turbulence engendrées par un débit élevé.

Le pouvoir calorifique du gaz a été assez variable. On a obtenu, pendant des périodes de :

plusieurs jours : du gaz à 400 cal/m<sup>3</sup> (total : 260 h)

plusieurs dizaines d'heures : du gaz à 500 cal/m<sup>3</sup> (total : 100 heures)

plusieurs heures : du gaz à 600 cal/m<sup>3</sup> (total : 35 heures)

quelques minutes : du gaz à 800-1.000 cal/m<sup>3</sup> (à chaque cycle de soufflage discontinu).

#### e) Elaboration du gaz.

Les éléments combustibles du gaz produit proviennent principalement de la distillation du charbon. La réaction du gaz à l'air a été peu active; celle du gaz à l'eau, négligeable, ou du moins masquée par la combustion partielle des produits de distillation.

L'importance relative de la distillation résulte vraisemblablement du déplacement continu du feu le long d'un front de charbon frais, laissant derrière lui une masse importante de charbon partiellement distillé.

Les composants combustibles du gaz apparaissent généralement d'une manière assez subite après une période assez longue du soufflage à débit élevé. Ceci peut s'expliquer par des éboulements de charbon consécutifs à une combustion énergique et donnant lieu à une distillation active par suite de l'augmentation de surface exposée et de la température élevée.

Par ailleurs, on observe après chaque réduction du débit un accroissement de la teneur du gaz en éléments combustibles. Cela résulte probablement du fait que le dégagement de matières volatiles se maintient pendant un certain temps et diminue moins rapidement que le débit d'air.

#### f) Régime pulsatoire.

Le volume relativement important des galeries parcourues par l'air et le gaz donne lieu à un décalage sensible entre les modifications du régime à l'entrée et les variations correspondantes de la composition du gaz produit, et à un amortissement de celles-ci. Aussi les essais en régime pulsatoire doivent-ils être interprétés avec prudence.

Un gaz relativement riche est recueilli à chaque interruption du soufflage, mais en quantité très faible.

#### g) Bilan thermique.

La chaleur latente du gaz (sec) produit pendant les périodes les plus favorables représente 55 à 45 % de la chaleur fournie par le combustible. Le reste (55 à 65 %) est constitué par la chaleur cédée au massif et à l'eau des purges, la chaleur sensible du gaz et la chaleur latente de la vapeur d'eau entraînée par celui-ci.

# Conférence internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation

Organisée par INICHAR

LIEGE, 24-28 AVRIL 1951 (1)

L'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) a organisé à Liège, du 24 au 28 avril 1951, une Conférence Internationale sur les pressions de terrains et le soutènement dans les chantiers d'exploitation. Cette manifestation était placée sous le patronage de

MM. Audibert, Président des Charbonnages de France,  
Dr. Boyd, Directeur de l'U.S. Bureau of Mines,  
Couture, Directeur général de la Régie des Mines de la Sarre,  
Sir Charles Ellis, Membre du « National Coal Board », chargé des recherches,  
Groothoff, Président-Directeur des Charbonnages de l'Etat,  
Dr. Kost, Directeur de la Deutsche Kohlenbergbau Leitung,  
Meyers, Directeur général des Mines.

Quatre cent nonante membres se sont inscrits et l'assiduité aux séances a été très grande. Ces 490 personnes sont réparties comme suit :

160 Belges;  
153 Français;  
55 Néerlandais;  
25 Anglais;  
112 Allemands;  
7 divers (Autrichiens - Italien - Hindous - Polonais).

L'ouverture et la première séance ont eu lieu le mardi 24 avril, à 9 h 45, en présence de M. Coppé, Ministre des Affaires Economiques et des Classes Moyennes, de M. Van den Daele, Ministre du Travail et de la Prévoyance Sociale, de MM. les

anciens Ministres, Buisseret, De Groote, Duvieux, du Conseil d'Administration d'Inichar et de nombreuses personnalités.

Quarante communications ont été présentées. Elles ont été traduites, imprimées et envoyées aux membres, en français, en anglais et en allemand, avant la Conférence, par les soins d'Inichar.

Les exposés, rapports et discussions ont eu lieu en français, en anglais ou en allemand, la traduction dans les deux autres langues étant instantanément réalisée par le système de l'interprétation simultanée, avec écouteurs individuels.

\* \* \*

Il y a trois ans, au Congrès du Centenaire de l'A.I.Lg., M. Noël Dessard, Président général Honoraire, s'exprimait comme suit : « Dans peu d'années, on ne verra plus au front de taille que quelques spécialistes surveillant la mécanique qui arrachera, chargera et transportera le charbon ».

Ce noble objectif, qui implique une amélioration notable de la productivité et des conditions du travail, est encore loin d'être atteint. En Europe, en dépit d'essais et de réalisations intéressantes, la proportion de charbon chargé mécaniquement est faible.

L'une des causes de cette situation paraît résider dans la délicieuse relative du soutènement dès qu'il doit s'adapter à certaines sujétions de la mécanisation intégrale.

Sans méconnaître les progrès réalisés dans le domaine du soutènement au cours des dernières années, il faut admettre qu'actuellement le problème de la tenue des terrains interdit ou entrave le développement de la mécanisation dans de nombreux cas.

Il semble bien cependant que le traitement appliqué au toit d'une couche influence très largement son comportement au cours des diverses phases de l'exploitation. Le rôle du soutènement est capital à cet égard. La qualité du toit ne peut plus être considérée comme une fatalité inhérente à la couche.

Les études du soutènement et des pressions de terrains sont intimement liées. Elles exigent de mul-

(1) Le volume contenant les communications, rapports généraux, rapport final, discours et discussions diverses, paraîtra vers la fin du mois de novembre. La publication comprendra un volume d'environ 400 pages, dans chacune des trois langues, française, anglaise et allemande. Un volume sera adressé gratuitement aux Congressistes; des exemplaires supplémentaires pourront être obtenus au prix de 200 francs.

tiples observations et mesurages dans de nombreuses couches, dans tous les gisements, dans tous les bassins, à toutes les profondeurs et dans toutes les conditions d'exploitation.

L'objectif de la Conférence était de réunir toutes les notions déjà acquises dans différents pays et de provoquer de nouvelles recherches coordonnées. Les pays d'Europe qui ont délégué leurs meilleurs spécialistes de ces travaux totalisent une production houillère annuelle de 450 millions de tonnes, c'est-à-dire à peu près la production des Etats-Unis d'Amérique et le tiers de la production mondiale.

\* \* \*

La matière a été répartie en sections :

- 1) l'étude qualitative des pressions et des mouvements de terrains aux abords de la taille;
- 2) l'étude quantitative des mêmes phénomènes, c'est-à-dire les mesures effectuées;
- 3) les observations et applications pratiques les plus intéressantes;
- 4) les procédés actuels de soutènement en taille;
- 5) les procédés actuels de soutènement en galeries;
- 6) un nouveau système de soutènement et de consolidation du toit appelé « Roof Bolting », qui se développe aux Etats-Unis;
- 7) les phénomènes anormaux : éboulements, coups de toit, coups d'eau, venue de grisou, etc.

Chacune de ces sections a fait l'objet d'une séance d'une demi-journée; les auteurs de communications ont pris la parole pendant un temps maximum de 15 à 20 minutes pour exposer les points essentiels et les conclusions de leur travail. La discussion, relative à l'ensemble des communications de cette série, suivait et était introduite par un rapport d'Inichar.

\* \* \*

Il est d'usage, à l'issue d'une conférence de l'espèce, de donner dans un rapport final les conclusions des exposés et des débats.

Il serait difficile de procéder de la sorte ici. La matière traitée est importante et demande des études et de la réflexion. L'objectif de ce bref rapport est de rappeler quelques-uns des points essentiels évoqués au cours de ces journées et les idées fondamentales qui paraissent s'en dégager.

## LES PRESSIONS DE TERRAINS

Les théories relatives aux pressions et mouvements de terrains découlent de l'observation et du bon sens.

Dans l'espace de la taille, la pression exercée par les épontes, et que l'on peut mesurer avec précision, est faible comparée à la pression originelle exprimée par le produit  $H\delta$ ,  $H$  étant la profondeur et  $\delta$ , le poids spécifique des terrains.

La charge des terrains surincombants ne s'annulant pas, il faut admettre qu'elle est reportée autour de l'espace de la taille, en amont, en aval, en avant et en arrière. C'est là, le premier prodige de la mine, celui qui rend possible l'exploitation, car aucun soutènement ne pourrait contrebalancer la

pression  $H\delta$ , celle-ci étant par exemple de 200 atmosphères à 800 m de profondeur.

La pression exercée par les épontes est de l'ordre de 1 à 5 % de  $H\delta$  et correspond au poids d'une épaisseur de 10 à 15 m de terrain houiller pour les profondeurs habituelles. On peut en déduire tout de suite la résistance relativement faible qui sera demandée au soutènement et qui est donc de l'ordre de 20 à 40 tonnes par mètre carré de toit découvert. A partir d'une certaine profondeur, elle ne paraît pas augmenter.

Les avis des auteurs diffèrent quant au mécanisme bienfaisant qui reporte la charge litigieuse en dehors de l'espace de la taille.

Pour ceux qui accordent au terrain houiller les propriétés des milieux élastiques, cette transmission s'opère par le terrain houiller, agissant à la manière d'un linteau ou d'un arc de décharge dans une maçonnerie.

De ces deux conceptions assez voisines découlent les théories dites des dalles ou de la voûte de pression, qui s'appliquent d'ailleurs aux terrains du toit et à ceux du mur.

Pour une taille d'une certaine longueur, la transmission en avant et en arrière du front est seule à prendre en considération, dans la partie médiane du moins. Il y a lieu de considérer la portée du support qui enjambe l'espace de la taille, l'accroissement inéluctable de la pression aux points d'appui, en avant et en arrière, ainsi que la dimension de ces appuis.

Suivant les auteurs, la portée de la voûte de pression varie de 50 à 150 mètres. Pour les uns, elle croît avec la profondeur, pour d'autres, elle n'en dépend pas.

La charge aux points d'appui, en avant et en arrière, donne lieu à un accroissement de la pression originelle qui varie, suivant les auteurs, entre 25 et 100 % de  $H\delta$ .

En avant, la zone surchargée est une bande de 25 à 50 m de largeur, très voisine du front.

Pour l'arrière, les avis sont partagés; il semble que la zone surchargée soit sensiblement plus large qu'à l'avant et s'étende plus loin vers l'arrière.

Dans l'espace même de la taille, la pression des épontes est faible; elle varie entre un minimum qui se situe à front, et un maximum d'environ 20 à 40 t par m<sup>2</sup> qui se produit généralement au droit de l'avant-dernière file d'étaçons.

Ces considérations sont relatives aux tailles longues et aux phénomènes se produisant suivant une direction perpendiculaire à celle du front. Des phénomènes du même ordre se produisent dans une direction parallèle; pour une taille très courte, ils deviendraient prépondérants quant à la tenue des terrains.

D'après un auteur anglais, quand la taille a une longueur égale à la portée de la voûte de pression, le toit est mauvais.

Le fait est assez plausible. En construction, si une voûte couvre un espace carré ou circulaire, les joints avoisinant la clef tendent à s'ouvrir dans tous les sens en cas d'affaissement.

Les anciens mineurs belges opérant par tailles courtes, dont la longueur était inférieure à celle de

la voûte de poussée, s'inspiraient de cette idée. L'une des règles de l'art était de ne pas dépasser une certaine longueur de front, d'avoir des tailles en décrochement et, dans chaque taille, des brèches d'abatage décalées. Ces dispositifs, combinés avec un bon remblai également disposé en escalier, offraient au terrain un appui efficace et continu.

Dans les exploitations modernes, la longueur des tailles chassantes est en général supérieure à la portée de la voûte et le problème ne se pose plus. Divers auteurs admettent qu'au delà d'une longueur de taille de 100 m, la pression sur le soutènement est à peu près uniforme sur toute la longueur du front.

Pour les auteurs qui assimilent le terrain houiller à un massif pulvérulent, la charge litigieuse est absorbée par le frottement le long des plans de glissement du massif sollicité.

La tenue du toit de la couche s'explique comme celle d'une excavation creusée dans du sable à grande profondeur, revêtue d'un boisage relativement fragile dont la résistance est bien inférieure à la charge originelle  $H\delta$ . Cette théorie conduit aussi à la notion d'une zone surchargée, à l'avant et à l'arrière de la taille. Elle explique bien la faible pression régnant dans l'espace même de la taille. On démontre, par exemple, que pour un angle de talus naturel de  $40^\circ$ , cette pression est de  $1/164$  de  $H\delta$ , soit environ 2 %.

L'un des auteurs expose une théorie qui assimile l'espace de la taille à une galerie dont l'axe se déplacerait parallèlement à lui-même, entraînant les zones de détente et de pression qui l'entourent. Il signale l'importance de la fissuration préalable des bancs, qui leur permet de prendre des courbures que la flexion élastique ne peut expliquer.

### LES MOUVEMENTS DE TERRAINS

C'est dans l'espace de la taille et à proximité que les épontes se rapprochent, donnant lieu, pour les bancs du toit et du mur, à un mouvement d'inflexion qui se propage en même temps que le front de taille. L'ensemble se comporte comme la plaque de pâte que la ménagère aplatit au moyen d'un rouleau en bois.

L'amplitude horizontale du mouvement d'inflexion dépend de la dureté des terrains encaissants.

Dans le cas d'un toit raide, l'affaissement commence loin en avant, parfois à 150 m du front, et se termine loin à l'arrière. Dans la taille, le toit est bon et s'affaisse peu, mais il y a danger de coups de toit par cé dage du bas-toit, fortement chargé sur une grande portée.

Dans le cas d'un toit tendre, les conditions, inverses se produisent. L'affaissement commence à faible distance en avant du front et se termine à faible distance en arrière. Dans l'espace même de la taille, l'affaissement est important et il y a danger d'éboulements.

Il se produit également des déplacements horizontaux des terrains du toit et du mur. D'après certains mesurages, un point du terrain houiller situé en avant d'un front qui progresse est d'abord refoulé vers l'avant, c'est-à-dire dans le sens de la progression. Ceci s'explique logiquement par l'influence de l'onde de pression qui précède la taille et

provoque un fluage de la matière vers les zones voisines à pression normale. Pour reprendre notre comparaison familière, la pâte de la ménagère flue d'abord vers l'avant sous la pression du rouleau. A un moment donné, le mouvement s'inverse et le même point se déplace vers l'arrière, chose également logique, l'espace de la taille étant une zone à faible pression.

Dans cet espace de la taille, il se produit des mouvements horizontaux de la veine, du toit et du mur. Les mesurages absolus en sont difficiles. Il faut des repères situés en dehors des zones influencées et donc assez éloignés. Les erreurs de mesures sont de l'ordre des grandeurs à mesurer.

Il semble que les déplacements relatifs du toit et du mur dépendent de la nature du remblai définitif, remblayage ou éboulis de foudroyage.

Le mouvement d'affaissement du toit de la taille qui progresse, se transmet de proche en proche jusqu'à la surface du sol. La plupart des auteurs admettent que le volume des terrains déformés de cette façon s'évase vers le haut et que le mouvement se propage au-dessus de la partie non encore déhouillée.

En ce qui concerne ce dernier point, un auteur est d'un avis nettement opposé, du moins quand il s'agit de roches pétrifiées.

### LE SOUTÈNEMENT EN TAILLE

Le terme soutènement doit être entendu dans un sens large comme un ensemble de procédés visant au contrôle du toit.

Il faut considérer :

- le soutènement définitif dans l'arrière-taille, comportant le remblai complet ou partiel, l'éboulis de foudroyage, les piliers abandonnés, etc.
- le soutènement temporaire dans l'atelier de travail, comportant l'étaçonnage normal et l'étaçonnage de renfort placés à la charnière de foudroyage.

La tendance actuelle est de supprimer l'étaçonnage de renfort et de renforcer l'étaçonnage normal. Cette tendance est heureuse, car un soutènement de renfort efficace n'est pas facile à réaliser. Il exige, soit des piles métalliques bien serrées, soit des étaçons à portance immédiate placés dans les règles de l'art. Un soutènement de renfort n'est efficace que s'il peut encaisser sans coulissement préalable une très forte charge.

La qualité du mur joue un rôle capital dans la valeur du soutènement et, partant, dans la tenue des terrains. En Belgique, beaucoup de murs sont tendres et offrent une résistance à la pénétration de l'étaçon, inférieure à la résistance propre de ce dernier. Dans ces conditions, il est illusoire d'utiliser des étaçons à forte charge.

Divers types de semelles peuvent être employés, mais le problème n'est pas simple. La pile caisson et la pile de rails, signalées par différents auteurs, paraissent offrir des solutions intéressantes à cet égard.

Le foudroyage est le procédé de soutènement définitif le plus employé. Divers auteurs ont signalé

les combinaisons de soutènements temporaire et définitif, qui améliorent la tenue des terrains dans ce cas.

Dans l'ensemble, le soutènement temporaire s'adresse au bas-toit. Il tend à reporter vers l'arrière le point d'inflexion des bancs.

Le soutènement définitif est l'assise du haut-toit. Suivant les cas, il peut être intéressant ou non de cloisonner l'espace foudroyé par des épis de remblai, des piliers perdus, etc. et de provoquer la fracturation des terrains perpendiculairement ou parallèlement au front.

Dans le soutènement temporaire, l'étauçon est l'élément essentiel. Il faut considérer la caractéristique des étauçons, leur force portante et leur architecture. Celle-ci a évolué depuis l'introduction du soutènement métallique et elle évoluera sans doute encore. Comme d'habitude lors de l'introduction d'un procédé nouveau, celui-ci s'inspire des caractères du procédé ancien qu'il remplace et une évolution ultérieure se produit. Il n'est pas certain que l'architecture du soutènement métallique doive reproduire celle du soutènement en bois.

Les qualités d'un bon étauçon se dégagent de l'expérience acquise au cours des dernières années :

- 1) l'étauçon doit être immédiatement portant; cette qualité est primordiale; le serrage initial doit être de 4 à 5 tonnes;
- 2) il doit avoir une portance suffisante variant de 8 à 40 tonnes suivant l'ouverture et l'inclinaison de la couche;
- 3) cette portance doit pouvoir être réglée suivant les conditions d'exploitation;
- 4) quand cette charge est atteinte, l'étauçon doit se dérober *sous charge constante ou légèrement croissante*;
- 5) la portance d'un étauçon doit être indépendante du soin mis par l'ouvrier à verrouiller la serrure.

Divers constructeurs mettent à la disposition des usagers des étauçons métalliques qui répondent à ces desiderata.

Ceux-ci résultent d'une expérience déjà longue dans l'emploi des étauçons métalliques. Il est assez curieux de constater qu'ils répondent aux caractères d'un bon boisage :

- a) l'étauçon en bois, bien calé, réalise une portance immédiate de l'ordre de quelques tonnes;
- b) d'après les expériences récentes effectuées par l'Association Belge d'Essai des Matériaux, la résistance à la rupture d'un bois de sapin, dont la longueur et le diamètre sont à peu près ceux d'un étauçon de taille est d'environ 25 tonnes;
- c) Si l'étauçon casse, on le remplace par un bois analogue et la résistance offerte au toit par le soutènement est donc constante et correspond à peu près au poids d'une épaisseur de 10 m de terrain houiller, pour une densité d'environ 1 étauçon par mètre carré.

La bête articulée est une conquête du soutènement métallique. On n'aurait pas pu la concevoir avec le bois. Les bêtes à profil symétrique, et donc retournables, et les bêtes asymétriques ont chacune leurs partisans et leurs adversaires, mais il semble bien que la bête asymétrique l'emporte.

Il faut enfin insister sur l'importance de l'homogénéité du soutènement. Celui-ci doit être entièrement métallique et composé d'éléments identiques ou de même caractéristique, c'est-à-dire offrant la même résistance pour un même coulisement, à peine de créer des déséquilibres préjudiciables.

## LE SOUTÈNEMENT EN GALERIES

Le soutènement en galeries doit répondre à des caractéristiques différentes :

- 1) la mise en charge doit être rapide, mais moins cependant que pour le soutènement en taille. Une mise en charge très rapide diminue l'épaisseur de la zone détendue et suppose donc une forte résistance du soutènement, laquelle est moins facile à réaliser avec des cadres qu'avec des étauçons. Le serrage au terrain est plus difficile à réaliser qu'en taille; une détente se produira donc toujours avant la mise en charge du cadre, quelle que soit sa caractéristique propre;
- 2) le soutènement doit être déformable de façon à permettre l'affaissement général et la détente des terrains.

La charge sous laquelle la déformation se produit doit être modérée pour ne pas provoquer de cassure au droit des galeries ni mettre en danger les pièces du soutènement, mais être cependant suffisante pour ralentir l'extension de la zone détendue et réduire la contraction de la galerie.

Certains points particuliers cités par divers conférenciers méritent d'être mis en lumière :

- a) les études faites en Angleterre et en Allemagne montrent l'utilité de normaliser les matériaux et les formes du soutènement. On estime dans ces deux pays qu'il faut abandonner les aciers de qualité inférieure pour prendre des aciers de 50-60 kg par mm<sup>2</sup>. Des aciers plus résistants encore sont prévus pour la suite.
- b) il est important d'éviter la création de charges localisées sur les cadres; un remplissage est nécessaire entre ceux-ci et le terrain;
- c) il serait important de mesurer les pressions et les mouvements de terrains en galeries, suivant la direction des contraintes principales; celles-ci sont imprévisibles, surtout dans les terrains fortement redressés.

Seules des mesures effectuées sur place pourront indiquer dans quel sens le soutènement doit être renforcé et quelle est la position optimum des articulations et des éléments coulissants.

## LE ROOF BOLTING

Le Roof Bolting apporte un procédé entièrement nouveau de soutènement et sans doute aussi de consolidation du toit. Il est probable que ce dernier aspect n'est pas le moins important.

L'un des auteurs attache une importance toute particulière à cette technique qui découle, selon lui, de l'essence même des pressions de terrains. Celles-ci résulteraient de l'état précontraint des roches du terrain houiller. D'après cet auteur, il existe des tensions orogéniques importantes, dirigées suivant le pendage des couches, souvent supérieures



aux tensions verticales résultant de la pesanteur. Ce serait l'énergie latente de compression, libérée lors du creusement d'une excavation, qui serait la cause des pressions de terrains. Il faudrait donc maintenir autant que possible dans les roches les contraintes préexistantes qui lui donnent une résistance supérieure à celle d'une roche détendue.

Cet objectif est réalisé jusqu'à un certain point par le Roof Bolting.

En solidarissant les bancs d'un toit même médiocre sur une épaisseur d'environ 1,50 m, il semble que l'on puisse en escompter un comportement nettement différent, notamment par l'élimination des poussées latérales qui se produisent dès les premiers affaissements du toit. Il ne paraît pas qu'il soit uniquement intéressant pour les exploitations possédant un haut-toit très fort auquel on « suspend » des bancs faibles. Le procédé Roof Bolting paraît devoir faire l'objet d'essais sérieux dans les exploitations européennes, notamment dans les galeries de taille et aux abords de celle-ci.

Quelques premiers résultats encourageants ont été obtenus dans les houillères françaises.

### LES PHENOMENES ANORMAUX, COUPS DE TOIT, VENUES D'EAU, DE GRISOU, EBOULEMENTS

Les coups de toit traduisent un brusque rétablissement d'équilibre. Ils se produisent dans les couches à toit raide, quand la conduite des fronts donne lieu à de fortes concentrations locales de tension.

Les venues d'eau avec éboulement se produisent surtout là où le gisement houiller est recouvert de morts-terrains aquifères.

La pression statique sur le toit de la couche se produit par suite de l'existence d'une colonne d'eau, dans les fissures des terrains surincombants; c'est l'expérience du brise-tonneau. Cette pression peut atteindre plusieurs fois la charge maximum normale supportée par le soutènement. Rappelons que celle-ci correspond au poids de 10 à 15 m de terrain houiller, soit à une hauteur d'eau de 25 à 40 m. L'existence d'une colonne hydrostatique de 100 m de hauteur a donc pour effet de tripler cette charge. L'éboulement est inévitable.

Dès que l'écoulement d'eau se produit, la pression statique tombe. Les fissures se colmatent par de l'argile provenant de la réhydratation du schiste et la situation préexistante se rétablit.

Des expériences faites dans deux charbonnages campinois, il résulte que ces accidents peuvent être évités en adoptant l'ordre descendant dans l'exploitation. Les anciennes voies des exploitations d'amont servent de drains protecteurs et ces mêmes exploitations peuvent être protégées par des sondages judicieusement placés dans le toit de la couche.

A propos des venues de grisou, il est rappelé que les conditions fondamentales du dégagement de ce gaz sont la détente et le broyage du charbon. C'est dans la zone de surpression, en avant de la taille, que la fissuration et le broyage se produisent dans la couche en exploitation, avec un dégazage corrélatif.

A l'arrière, la détente se propage vers le bas et surtout vers le haut, dans les terrains encaissants et dans les couches voisines, ce qui donne lieu à une venue de gaz par les fissures d'exploitation. C'est ce grisou qui peut être capté par trous de sonde.

Il semble toutefois que des trous forés vers l'avant, faiblement inclinés sur la couche, sont susceptibles de drainer le grisou qui se dégage de la couche elle-même, dans la zone d'éboulement et peut-être même dans les zones plus éloignées. L'émission de gaz est plus régulière dans les terrains schisteux qu'avec des stampes gréseuses.

Certains résultats très récents obtenus en Belgique et en Grande-Bretagne paraissent indiquer que des possibilités nouvelles existent par la technique des trous de forage descendants, forés à partir d'un chantier en exploitation. Il semble possible de cette façon de capter le grisou des couches et terrains sous-jacents, et, chose intéressante, à une pression relativement élevée.

\* \* \*

Dans son allocution finale, reproduite dans la section A de ce volume, M. Lucien Denoël, Professeur émérite à l'Université de Liège et Président d'Honneur de la Conférence, conclut en insistant sur la nécessité de multiplier les observations et les mesures.

Parlant des théories générales sur les pressions de terrains, il déclare qu'il faut actuellement « s'en » tenir encore à des approximations; celle des terrains sans cohésion, des voûtes de pression et, dans » des cas exceptionnels, celle des dalles satisfait » à des degrés divers nos tendances spéculatives. » L'ingénieur des mines peut s'en inspirer dans les » recherches des règles pratiques adaptées à son » milieu et arriver ainsi à la vérification des hypothèses. Les coïncidences heureuses observées lo- » calement incitent à multiplier les essais et à trans- » poser les méthodes dans des milieux similaires, ce » qui doit se faire avec mesure et sans rien boule- » verser ».

En résumé, si ce dernier quart de siècle a beaucoup apporté dans le domaine de la connaissance des pressions de terrains et du soutènement, il reste beaucoup à apprendre et à parfaire.

J.V.

# Transport du charbon

par INICHAR.

Les moyens de transport du charbon dans les mines évoluent rapidement et, en ce domaine, on compte des apports nombreux au cours des trente dernières années.

En taille, pour éviter le démontage journalier des convoyeurs, on a mis au point les convoyeurs ripables; actuellement, deux autres problèmes de transport se posent :

- 1) L'évacuation continue du charbon derrière les machines d'abatage continu;
- 2) Le transport du charbon dans les galeries sinueuses des gisements dérangés.

I. — Le premier de ces problèmes est principalement étudié aux États-Unis; on y expérimente des engins de transport continu pour utiliser au maximum les abatteuses continues modernes.

Parmi les solutions envisagées, il y a lieu de retenir :

- 1) le convoyeur extensible (développable) de la B.C.R., à Huntington. Le convoyeur est un couloir oscillant constitué d'un ruban métallique en acier inoxydable développable de 0 à 180 m;
- 2) le Molveyor de la firme Jeffrey. Il est formé d'une succession d'éléments transporteurs à courroie, montés sur pneus. Ces éléments forment une ligne continue pouvant serpenter le long des galeries et des chambres.

II. — Le second problème fait l'objet de recherches en Europe occidentale et spécialement en Allemagne. Parmi les réalisations nouvelles dans ce domaine, il y a lieu de citer :

- 1) Les convoyeurs curvilignes métalliques : Hemscheidt-Haubinco.  
Ces engins ont fait l'objet d'un Bulletin Technique d'Inichar (Mines, n° 26, décembre 1950).
- 2) Les convoyeurs curvilignes équipés d'une bande en caoutchouc.

A la Foire de Hanovre, en 1951, deux firmes, la Sté Weserhütte Otto Wolff et la Continental Werke, ont présenté deux nouveaux types de convoyeur serpent. Ces engins n'ont pas encore été éprouvés dans les travaux miniers, mais on travaille activement à leur mise au point.

## I. — Un convoyeur pour l'exploitation continue (1).

L'évacuation continue du charbon dans les exploitations par chambres constitue un des problèmes principaux posés par l'exploitation continue; il est sur le point de recevoir une solution pratique. Le « Mining Development Committee of Bituminous Coal Research » a conçu un nouvel engin qui est actuellement à l'essai dans les travaux du fond pour la mise au point finale. On a remplacé les éléments rigides d'un train de couloir oscillant par une bande d'acier inoxydable de 0,8 mm d'épaisseur et de 90 cm de largeur (Fig. 1).



Fig. 1. — Convoyeur continu pour chambre d'exploitation, monté pour un essai.

À l'avant, on voit l'élément sur chenilles qui doit suivre la machine d'abatage continu et qui tire la bande d'acier au fur et à mesure des besoins en déroulant la bobine d'emmagasinage fixée à la commande motrice à l'arrière.

La bande est enroulée sur une bobine de faible diamètre; le diamètre extérieur d'une bobine portant 90 mètres de ruban ne dépasse pas 50 cm. L'axe de la bobine est monté sur glissière; les secousses sont données par un moteur de couloir oscillant normal. L'extrémité libre de la bande est fixée à un tracteur spécial monté sur chenilles, qui suit la machine d'abatage continu et déroule le ruban pendant la progression de la machine dans une chambre en creusement. Ce dispositif réalise simultanément le transport du charbon et l'allon-

(1) Traduction résumée par G.A. Moulart de « Continuous Conveying », paru dans la revue « Coal Age », d'avril 1951.

gement du convoyeur sans interrompre le courant du charbon. Un petit convoyeur à chaînes, orientable, faisant partie de la machine d'abatage continu, déverse le charbon sur le ruban métallique. La machine peut ainsi, sans s'arrêter et sans arrêter l'évacuation du charbon, creuser des entrées de recoups et tourner.

Le débit de ce nouveau convoyeur est d'environ 2 t/min jusqu'à 90 m de distance. On atteint la longueur de 180 m mais le débit est moindre à cette distance. Le diamètre extérieur d'une bobine chargée de 180 m de ruban d'acier dépasse seulement de 15 cm celui d'une bobine de 90 m.

#### Mise au point du convoyeur continu.

Les recherches pour la mise au point de ce convoyeur continu ont été entreprises à la suite des études du « Mining Development Committee » sur les bandes transporteuses métalliques. L'examen théorique du problème de l'évacuation continue du charbon dans des chambres exploitées par abatage continu, a abouti à deux solutions possibles (Figure 2) :

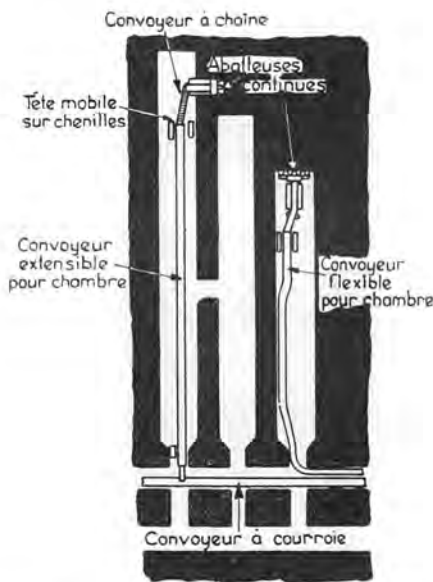


Fig. 2. — Deux solutions possibles au problème de l'évacuation continue du charbon dans les chambres d'exploitation, étudiées par le comité.

- 1) un convoyeur de longueur constante de 90 m, mais flexible au point de pouvoir faire, en service, un angle de 90° en n'importe quel point de son parcours;
- 2) un convoyeur extensible à 90 m assurant le transport, sur une longueur variant de 0 à 90 m, sans interrompre le débit de charbon et d'encombrement minimum.

Après avoir construit et étudié des modèles réduits d'un type de convoyeur flexible de 90 m de longueur constante, on estima que ce matériel pourrait être rapidement mis au point en utilisant des éléments existants. Il a paru cependant que les conditions pratiques d'exploitation excluraient son

emploi dans de nombreuses mines exploitées par des firmes participant au « Mining Development Committee ».

#### Mise au point du convoyeur extensible.

Antérieurement déjà, lors des premières recherches sur les bandes transporteuses métalliques, le comité avait estimé que ces bandes pourraient servir à la construction d'un convoyeur extensible, vu la possibilité d'en enrouler une grande longueur sur une bobine peu encombrante. On avait aussi pensé utiliser une bande métallique comme train de couloirs oscillants, pour autant qu'il soit possible de maintenir la rigidité de la bande dans les deux sens. Après réexamen de la question, on a construit le modèle réduit en utilisant une lame de persienne comme train de couloir. Ce modèle donnant satisfaction, le comité approuva la construction d'un convoyeur normal représenté à la figure 1. Il fut mis au point au laboratoire de Huntington (West-Virginia) et équipé d'un moteur de couloir oscillant Goodman G-20. Au cours des essais qui eurent lieu de juillet à novembre 1950, on transporta du charbon jusqu'à 45 m de distance avec un débit supérieur de 2 t/min (Fig. 3).



Fig. 3. — Evacuation de gravier de rivière lavé à une distance de 45 mètres, aux essais.

Dès le début des essais à grande échelle, il parut nécessaire de donner à la bande une courbure préalable en auget. Ce résultat fut atteint en enroulant la bande dans le sens de la longueur autour d'un tuyau de 50 cm de diamètre extérieur (voir Fig. 4). La conformation permanente donnée à la bande se maintient; la bande s'aplatit lorsqu'on l'enroule sur la bobine et la forme en auget réapparaît lorsqu'on la déroule; elle se comporte exactement comme les mètres rubans ordinaires en acier.

#### Essais au fond.

Après les essais en laboratoire, la machine a été envoyée à la mine Jenkins pour déterminer la longueur maximum pratique. On ajouta une bobine de 90 mètres à la première et la machine fut alors installée au fond avec un ruban de 180 m de longueur.

La figure 1 montre la bande métallique fixée au tracteur sur chenilles du côté des fronts. La bande a une largeur de 90 cm et une épaisseur de 0,8 mm.



Fig. 4. — Préconformation en auget de la bande métallique par courbure autour d'un tuyau de 50 cm.

*Possibilités d'application.*

Les essais ont montré qu'il fallait encore résoudre plusieurs problèmes avant de pouvoir construire un engin pratique. Les mises au point en laboratoire sont actuellement terminées et les modifications seront apportées prochainement au grand modèle. Il faut encore prévoir plusieurs mois de travail et de mise au point définitive pour réaliser un matériel pouvant être mis sur le marché, mais on peut dès maintenant envisager les utilisations possibles.

On peut monter une installation avec commande motrice placée du côté opposé à la chambre par rapport à la courroie transporteuse ou à la voie de roulage principale, la tête sur chenille étant, elle,

installée du côté de la chambre. Avec cette disposition, on peut monter le convoyeur avant de commencer le creusement de la chambre avec la machine d'abatage continu.

Il semble bien que le prix d'un de ces convoyeurs ne sera guère supérieur à celui d'un grand shuttle-car et on estime que trois convoyeurs métalliques pourront desservir deux machines d'abatage continu. Le capital immobilisé serait donc tout à fait normal et comparable à celui des installations existantes.

**II. — Le Molveyor (2).**

Cet engin de transport construit par Jeffrey est constitué de différents éléments de courroie, montés sur des châssis équipés de pneumatiques.

Lors de chronométrages exécutés dans des exploitations avec abatage par Colmol et évacuation par shuttle-cars, on a constaté que le temps total d'attente du moyen de desserte était très voisin du temps de travail effectif de la machine d'abatage.

Pour augmenter le rendement de ces machines, la firme Jeffrey a recherché un dispositif permettant l'évacuation continue du charbon abattu.

Le Molveyor opère comme un serpent entre la Colmol et l'engin d'évacuation principal en galerie. Il suit la machine dans le creusement des traçages et des recoups comme dans l'exploitation des chambres. Il peut aller jusqu'à 90 mètres. Il comporte un nouveau mécanisme de guidage qui oblige chaque élément à suivre exactement la trace du précédent, aussi bien en avant qu'en arrière. Il passe aisément dans les entrées de chambre et peut prendre un ou plusieurs tournants de 0° à 90°; il circule comme s'il était monté sur rails sans heurter les parements ou les coins (Fig. 5).

(2) Traduction résumée d'un article de C.H. Snyder, paru dans « Coal Age », de mai 1951.

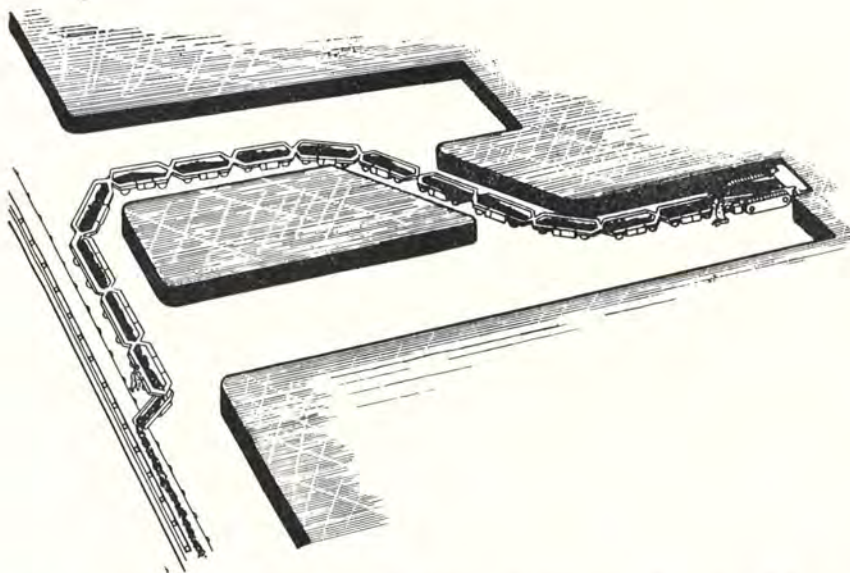


Fig. 5. — Schéma d'ensemble montrant le Molveyor développé entre la machine d'abatage et le convoyeur principal.

Au départ, le Molveyor est entièrement développé parallèlement au convoyeur principal, les éléments ne sont ni ajoutés ni enlevés quand la machine avance ou recule; seul le point de déversement sur le convoyeur principal change.

Chacun des éléments individuels du Molveyor possède un moteur pour son déplacement et un moteur d'entraînement de la courroie; les différents éléments sont reliés entre eux pour former un train (Fig. 6). Le débit peut atteindre environ 4 t/min. La vitesse de la courroie est actuellement de 1,50 m et la largeur de 600 mm. La hauteur des éléments intermédiaires est de 75 cm. La vitesse de développement du convoyeur est de 10 m/min. Il existe des boutons de commande et de signalisation aux deux extrémités, qui donnent une sécurité de marche complète.



Fig. 6. — Vue d'éléments du Molveyor accouplés sous forme de train.

Du côté chargement, des pompes hydrauliques soulèvent les roues de l'élément terminal et amènent le convoyeur au niveau du sol; les roues restent soulevées pendant les déplacements.

### III. — Le transporteur curviligne à bande de la Continental-Werke.

Cet engin possède à la fois certains avantages du convoyeur blindé et du convoyeur à courroie. Il est monté sur un bâti de construction stable, mais qui peut être ripé; il est capable de transporter de grands débits de charbon et de pierres.

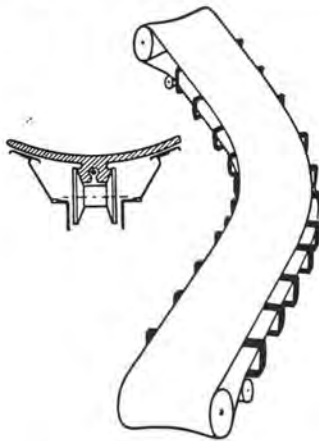


Fig. 7. — Le transporteur curviligne à bande de la Continental-Werke.

La bande est rigide transversalement, mais flexible longitudinalement; elle peut décrire des courbes sans se déchirer ni se plier. L'effort de traction n'est pas transmis par la bande, mais par un câble d'acier pincé dans un bourrelet biseauté en caoutchouc, appliqué par vulcanisation sur la face inférieure de la bande. La bande repose par ce bourrelet sur des rouleaux d'appui à faces extérieures coniques qui l'enserrent (Fig. 7).

Quand la charge augmente, le serrage du bourrelet et par conséquent du câble augmente et, avec lui, la capacité de transmission entre le câble et la courroie.

Dans les courbes, la bande est guidée par des rouleaux latéraux qui emprisonnent le bourrelet. On a prévu des tôles de soutien latéral pour empêcher le culbutage de la bande; on évite ainsi l'emploi des rouleaux porteurs habituels (Fig. 8).



Fig. 8. — Le convoyeur en fonctionnement à la foire de Hanovre.

Le convoyeur peut décrire des courbes de 4 à 8 mètres de rayon avec une bande de 650 mm de largeur.

Le déversement des produits peut avoir lieu frontalement ou latéralement.

### IV. — Le convoyeur serpent de la Société Weserhütte Otto Wolff.

Cette société, qui construit depuis plus de vingt ans des convoyeurs curvilignes, présente un nouveau convoyeur à courroie en caoutchouc.

L'organe porteur est constitué d'une bande en caoutchouc pur, sans toile, pliée à intervalles de 600 mm ou d'un mètre. La courroie n'est pas utilisée à la transmission de l'effort. Chaque pli est serré dans un dispositif ayant la forme d'un tube cintré ouvert longitudinalement. Le tube est supporté par un

qui permet d'adopter une construction uniforme des éléments, quelles que soient la longueur du transporteur et la pente. Comme la transmission n'a pas lieu par frottement, il n'y a pas de danger de glissement, d'incendie ou de recul dans les pentes en cas d'arrêt.

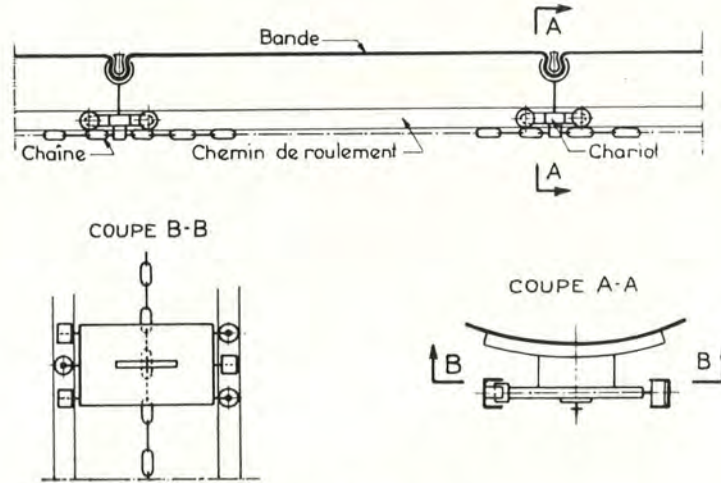


Fig. 9. — Représentation schématique du convoyeur serpent de la Société Weserhütte Otto Wolff, à Bad-Oyenhausen.

chariot comportant 6 galets, dont 3 à axe vertical et 3 à axe horizontal. L'ensemble court dans un chemin de roulement qui suit les sinuosités de la galerie (Fig. 9).

L'entraînement est réalisé par une chaîne centrale à la vitesse de 1 m/sec. Les têtes motrices sont réparties le long du parcours suivant les besoins, ce

Le transporteur peut décrire des courbes dans le plan vertical et dans le plan horizontal; on peut ainsi réaliser une station de déversement en tout point du parcours. Le rayon de courbure minimum est de 5 mètres. Le convoyeur peut être construit pour des bandes de 500, 600 et 800 mm de largeur.

# L' « exploitation continue » dans les mines de charbon des Etats-Unis et le problème des mines belges

par E. LEBLANC,

Conseiller de la Société Générale de Belgique.

## SAMENVATTING

De auteur onderzoekt de ontwikkeling van de ontginningsmethode der Amerikaanse mijnen door « Spoorloze ontginning », vervolgens door « Continue winning », die het cyclisch werk volledig afschaft en waarbij de winning en het laden der kolen in een enkele bewerking verwezenlijkt wordt, zonder voorafgaandelijk boren of schieten.

Hij beschrijft enkele de « continuous miners » die in de V.S.A. op de markt verschenen zijn evenals degene die ontworpen werd door het Centrum voor opzoeking van de bitumineuze steenkolenmijnen van Huntington (W. Va.).

Om het enorme debiet dezer nieuwe machines te kunnen verwerken heeft hetzelfde centrum bovendien een volledig nieuw vervoermiddel tot stand gebracht, bestaande uit een uitschuifbare schuddende metalen band.

Deze verschillende apparaten zullen de Amerikaanse ingenieurs er wellicht toe brengen de ontginningsmethode door kamerbouw te verlaten ten gunste van de ontginning met lange pijlers.

De aanpassing dezer apparaten aan de Belgische mijnen zou wellicht de ontkoling toelaten van zekere pijlers in regelmatig terrein door middel van een enkele stijgende bres met grote vooruitgang en hoog rendement, hetgeen de houding van het dak, de verluchting der werkplaatsen en het gemak van verkeer van het personeel zeer ten goede zou komen.

Steller besluit dat deze methode te grote voordelen zou opleveren om niet ernstig ter studie te worden gelegd met enige kans op succes, hetzij door aanpassing van de Amerikaanse machines of door het tot stand brengen van iedere andere machine die tot hetzelfde resultaat zou leiden : al de apparaten nodig tot de winning en de evacuatie onder te brengen in een enkel ontginningspand.

## RESUME

L'auteur étudie d'abord l'évolution de la méthode d'exploitation des mines américaines, par l'« Exploitation sans raillage », puis par l'« Exploitation continue » supprimant complètement le travail cyclique, et réalisant en une seule opération l'abatage et le chargement du charbon, sans forage ni minage préalables.

Il décrit quelques uns des « continuous miners » mis sur le marché aux U.S.A. ainsi que celui créé par le Centre de Recherches des Mines de charbon bitumineux de Huntington (W. Va.).

Pour suivre le débit énorme de ces nouvelles machines, le même Centre a réalisé, en outre, un convoyeur d'une conception toute nouvelle, comportant une bande métallique développable et oscillante.

Ces différents engins conduiront peut-être un jour les ingénieurs américains à l'abandon de la méthode d'exploitation par chambres et piliers, pour la méthode d'exploitation par longues tailles.

Leur adaptation aux mines belges permettrait sans doute de réaliser le déhouillement de certaines tailles en terrain régulier par brèche unique montante à grande vitesse et grand rendement, au plus grand bénéfice de la tenue des toits, de l'assainissement des chantiers et de la facilité de circulation du personnel.

L'auteur conclut que cette méthode présenterait trop d'avantages pour ne pas être mise à l'étude avec quelques chances de succès, qu'elle soit réalisée par l'adaptation des machines américaines, ou par la création de toutes autres machines conduisant au même résultat : loger tous les engins d'abatage et d'évacuation dans la seule havée en déhouillement.

**SOMMAIRE**

**INTRODUCTION.**

Chapitre I.

*Les abatteuses-chargeuses de l'exploitation continue.*

- § 1. — *Les précurseurs.*
  - 1) Les machines du tunnel sous la Manche.
  - 2) L'abatteuse-chargeuse McKinlay.
  - 3) L'abatteuse-chargeuse Jeffrey de 1920.
- § 2. — *Les machines modernes.*
  - 1) Le « Joy Continuous Miner ».
  - 2) Le « Colmol ».
  - 3) L'abatteuse-chargeuse du B.C.R., à Huntington (W. Va.).
  - 4) Le débit des abatteuses-chargeuses continues.

Chapitre II.

*La réalisation du transport continu.*

- § 1. — *Premières solutions.*
- § 2. — *Le convoyeur « oscillant et développable » du B.C.R.*

Chapitre III.

*L'avenir de l'exploitation continue.*

- § 1. — *Dans les mines américaines.*
- § 2. — *Le problème de la taille belge.*

**INTRODUCTION**

Le rendement moyen des mines souterraines de charbon bitumineux des Etats-Unis fut, pour l'année 1948, de 4,8 tonnes métriques pour l'ensemble du personnel du fond et de la surface.

Ce haut rendement est incontestablement dû, pour une bonne part, à des conditions géologiques éminemment favorables : grande régularité des gisements, horizontalité à peu près parfaite des couches et faible profondeur des exploitations. Mais il est également dû à l'application générale de la méthode d'exploitation par chambres et piliers, qui permet

une mécanisation totale de toutes les opérations : abattage, chargement et transport.

Cette technique elle-même est cependant en constante évolution et le matériel en perpétuel perfectionnement.

Un des traits les plus caractéristiques de cette évolution est le développement du « trackless mining » ou de l'exploitation sans rails, qui tend à accroître la mobilité des machines de façon à les déplacer rapidement de chambres en chambres, et à réaliser les diverses opérations du cycle d'exploitation par plusieurs petites équipes absolument spécialisées, chacune ne faisant qu'une opération : le havage, le forage, le minage, le chargement, le transport en chambres et le boisage, et passant successivement par toutes les chambres d'un même quartier (Fig. 1).

Dans ce but, les machines sont montées sur pneumatiques ou sur chenilles; c'est ainsi que les machines utilisées dans les mines les plus modernes sont les haveuses « Universal » et les jumbos sur pneumatiques, les chargeuses sur chenilles, les shuttlecars ou camions navettes, et les foreuses mobiles pour le « roof bolting ».

Le transport des charbons par wagons fait lui-même place au transport par courroies et, lorsque la mine est desservie par une galerie à flanc de coteau ou par une galerie inclinée, ce transport se prolonge par ces galeries jusqu'à la surface et s'élève parfois d'une volée jusqu'à la tête des installations de manutention.

Le rendement des mines ainsi équipées dépasse déjà de loin la moyenne des rendements indiquée ci-dessus; mais cette modernisation n'est encore qu'une exception et non une règle, et il faut donc s'attendre encore à une augmentation constante des rendements, parallèlement au développement de cette technique.

Mais déjà, une tout autre conception a germé dans le cerveau des ingénieurs américains, celle du « continuous mining ».

Le principe de l'exploitation continue est de procéder à l'abatage de la veine par une seule opéra-

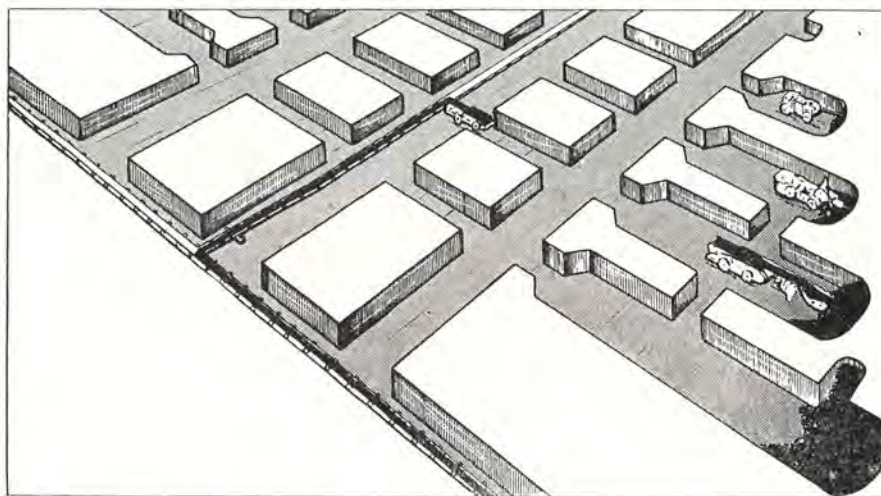


Fig. 1. — L'exploitation sans rails.



tron, en arrachant le charbon des fronts par de puissantes machines, sans havage ni minage préalables.

C'est la simplification du travail à l'extrême et la mort du cycle.

Depuis quelques années, les revues américaines foisonnent d'articles sur le « continuous mining ».

Nous y avons fait de larges emprunts pour la rédaction de cette note, et notamment aux comptes rendus des conférences faites à ce sujet à l'American Mining Congress qui se tient en mai de chaque année. Ces comptes rendus sont donnés dans les « Coal Mine Modernization Year Books » et résumés dans le numéro de juin de chaque année de la revue « Mining Congress Journal ».

L'état d'avancement des études relatives à cette question est résumé chaque année à ce Congrès par M. Gerald von Stroh, le savant Directeur du « Bituminous Coal Research Inc. » de Huntington, West Virginia.

Ce centre de recherche, créé à l'initiative de la plupart des grandes mines de charbon bitumineux et subsidié par elles, étudie, dessine et construit des prototypes de machines, répondant aux desiderata exprimés par un comité de gestion.

Ces machines sont ensuite essayées et mises au point dans l'une ou l'autre mine, puis la fabrication en est remise à l'industrie spécialisée dans la construction du matériel minier.

Au cours des dernières années, cette organisation a rendu d'éminents services aux mines américaines.

## CHAPITRE I

### LES ABATTEUSES-CHARGEUSES DE L'EXPLOITATION CONTINUE

#### § 1. — Les précurseurs.

##### 1) Les machines du tunnel sous la Manche.

L'idée de l'abatage continu n'est pas récente et de nombreux brevets ont déjà été pris pour tenter de réaliser ce rêve des mineurs.

Vers 1870, une machine de forage continu était mise à l'épreuve dans des galeries d'essais creusées tant en France qu'en Angleterre en vue de réaliser le Tunnel sous la Manche. Quelques kilomètres auraient ainsi été creusés de part et d'autre du chenal, mais le projet fut abandonné pour des raisons politiques.

Nous ne pouvons évidemment donner ici la description complète de toutes les machines; pour plus de détails, nous renvoyons le lecteur aux revues spécialisées citées dans la bibliographie annexée à cette note.

##### 2) L'abatteuse-chargeuse McKinlay.

Il fallut attendre près de 50 ans pour voir réaliser en Amérique de nouvelles machines qui connurent quelques applications pour l'abatage du charbon.

Vers 1920, un ingénieur du nom de MacKinlay construisit une machine à abattre le charbon, constituée de deux énormes bras foreurs, munis sur toute leur longueur de plusieurs séries de pics, découpant le charbon en cylindres concentriques sur

toute la section de la galerie. Une chaîne de havage achève de dresser le toit et le sol suivant les tangentes aux cylindres externes ainsi découpés (Figure 2).



Fig. 2. — L'abatteuse-chargeuse McKinlay.

Quatre de ces machines seraient encore en service à l'heure actuelle.

L'une d'elles a servi tout récemment au creusement en roche d'une galerie inclinée, de 855 mètres, destinée à remplacer deux puits de 180 mètres de profondeur. Elle put être utilisée pour le creusement de 75 % de cette longueur, dans des terrains de moyenne dureté, et l'avancement atteignit jusqu'à 4,60 m par jour.

##### 5) L'abatteuse-chargeuse Jeffrey de 1920.

Vers la même époque, la firme Jeffrey créa une abatteuse-chargeuse utilisant à la fois le principe du havage et de la percussion (Fig. 5).



Fig. 5. — L'abatteuse-chargeuse Jeffrey de 1920.

Cette machine comportait un bras haveur horizontal à ras du sol et deux bras haveurs verticaux destinés à découper la couche en blocs verticaux. Le débitage de ces blocs se faisait ensuite au moyen d'un rang de pics horizontaux, porté sur un plateau oscillant et qui découpait le bloc par tranches successives descendantes. A la base de l'appareil et logée dans l'âme du bras haveur inférieur, une chaîne à raclette entraînait le charbon vers l'arrière en le relevant jusqu'aux engins de transport.

Ni l'une ni l'autre de ces machines ne se répandit cependant dans les mines, peut-être parce

qu'elles constituaient encore des engins peu maniables et que l'on n'en était encore qu'au début de l'application de l'électricité dans les chantiers d'exploitation.

L'industrie charbonnière américaine entra d'ailleurs, peu après leur apparition, dans la grande crise d'avant-guerre.

§ 2. — Les machines modernes.

1) Le « Joy Continuous Miner ».

Le mérite d'avoir ressuscité l'idée semble bien attribuable à la firme Joy qui lança sur le marché, il y a environ cinq ans, le « Joy Continuous Miner » (Fig. 4).

geuse travaillant uniquement par forage et qui reçut le nom de « Colmol ».

Cet engin est capable d'assurer en une opération le déhouillement d'un front de chambre de 5 m de largeur (Fig. 5).

Il comporte dix têtes foreuses en deux rangées de cinq. Chaque tête comporte un fleuret central et quatre dents disposées en retrait progressif vers la périphérie.

Le rang supérieur est mobile de façon à pouvoir adapter la machine à l'ouverture de la couche, mais l'on prévoit évidemment de construire différents types adaptés à des épaisseurs de veine différentes.

Une lame coupante horizontale achève le raclage du charbon qui pourrait adhérer au mur; le pour-

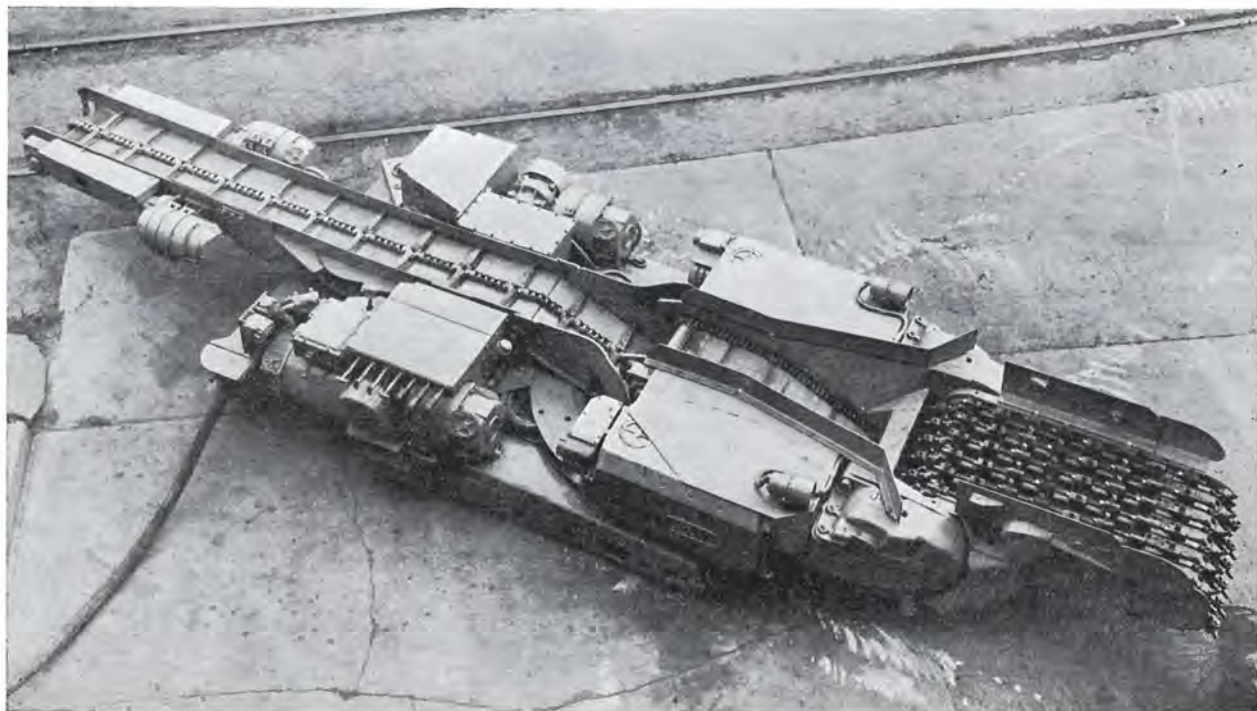


Fig. 4. — Le « Joy Continuous Miner ».

La partie active de cette abatteuse est constituée par six bras haveurs verticaux accolés.

La machine travaille par passes verticales de 75 cm, s'enfonçant à la base de la veine d'environ 50 cm et remontant jusqu'au toit. Elle déhouille normalement, par tranches verticales successives, des chambres de 4 mètres de largeur. Le charbon abattu est repris par deux chaînes releveuses en série et déversé à l'arrière dans le transport.

La longueur de cette machine est d'environ 6 m et son poids de 14 tonnes.

Elle est montée sur chenilles et porte deux moteurs de 65 HP.

2) Le « Colmol ».

La firme Jeffrey ne pouvait évidemment rester en arrière et elle créa, peu après, une abatteuse-char-

centage de charbon non chargé par la machine ne serait que de 1 %.

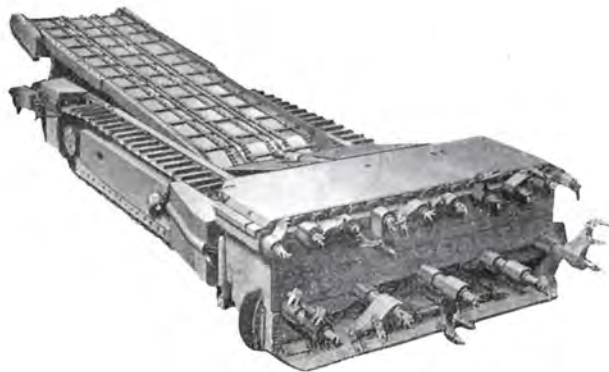


Fig. 5. — Le « Colmol ».

5) *L'abatteuse-chargeuse du B.C.R. à Huntington (W. Va.).*

Frappés par les possibilités quasi illimitées du Continuous Mining, les dirigeants des mines de charbon bitumineux, qui avaient fondé peu auparavant le « Bituminous Coal Research Inc. » à Huntington (W. Va.), chargèrent ce centre de recherche de reprendre le problème de l'exploitation continue dans son ensemble. Celui-ci mit la question à l'étude, dès septembre 1948, avec le programme suivant :

« Créer une machine capable d'exploiter en phase  
 » avançante ou retraitante, sans interruption et sans  
 » devoir déplacer la machine d'un front à l'autre.  
 » Cette machine devra être étudiée pour déhouiller  
 » des couches aussi minces que 28" (75 cm) d'épais-  
 » seur et avoir assez de souplesse pour s'adapter à  
 » la méthode actuelle des chambres et piliers :  
 » entrées, chambres, recoupes et reprise des piliers,  
 » sans nécessiter aucun équipement auxiliaire de  
 » havage ou de forage... Elle devra pouvoir tra-  
 » vailler des chambres de 14-15' de largeur (4,20 m  
 » à 4,50 m), se rétrécir à 10' (5 m) pour le déplace-  
 » ment et avoir au minimum 4" (10 cm) de jeu  
 » au-dessus et en dessous de la machine. »

Ce centre créa d'abord diverses machines d'essais pour mesurer au fond les forces à mettre en jeu pour découper le charbon ainsi que pour le briser par une action de coin. Il arriva finalement à construire une machine rappelant quelque peu la machine de McKinlay, sauf qu'elle est équipée de trois bras et que ceux-ci ne sont armés de pics qu'à leur extrémité; la machine découpe donc la veine en trois carottes de grand diamètre.

La longueur des bras, et par suite le diamètre des cylindres, est réglable, en les faisant coulisser dans l'arbre de commande. On obtient ainsi l'adaptation de la machine à l'ouverture de la couche et la rétractilité demandée (Fig. 6).

De plus, l'arbre qui porte ces bras se termine à l'avant par une puissante vis. Cette vis pénètre dans l'axe des carottes et en provoque l'éclatement. Le pas de la vis est calculé de telle sorte que, malgré le mouvement d'avancement, les filets repoussent les blocs vers l'arrière où ils sont repris, comme dans

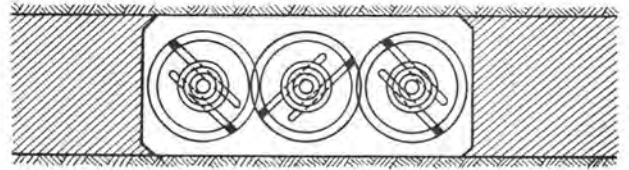


Fig. 6. — Schéma de l'abatteuse-chargeuse du B.C.R. de Huntington.

les autres machines, par une chaîne releveuse qui les déverse dans les transporteurs de desserte (Figure 7).

Les rainures cylindriques ont donc surtout pour but de ménager l'espace d'expansion nécessaire à l'éclatement du cylindre sous l'action de coin exercée par la tarière centrale.

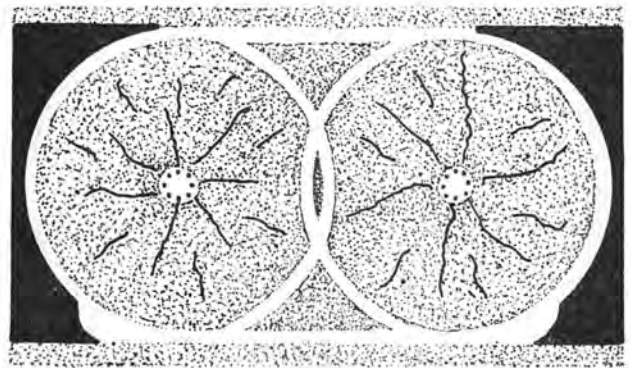


Fig. 7. — Le découpage et le débitage du charbon par l'abatteuse-chargeuse du B.C.R. de Huntington.

La Mission Charbonnière Belge a eu l'occasion de voir, en octobre 1950, au B.C.R. à Huntington, cette machine déjà très avancée. En avril 1951, celle-ci était à peu près prête pour commencer les essais et la mise au point au fond d'une mine. On s'attend à devoir encore y apporter pas mal de modifications et le châssis en a été dessiné en vue de faciliter ces aménagements. On pense d'ailleurs qu'il faudra encore bien un an ou deux avant de pouvoir en remettre la fabrication aux constructeurs spécialisés dans le matériel minier. La machine en construction n'est encore en effet qu'une machine réduite; le diamètre de forage peut varier entre



Fig. 8 et 8bis. — Exploitation de la couche Pittsburg par tarudage.

70 et 95 cm. Sa largeur d'attaque est de 5 mètres et elle est rétractile jusqu'à 2,10 m. La machine finale sera large de 4,20 m et rétractile jusqu'à 3 m.

Les expériences ont démontré que la rupture du charbon par un effet de coin donne de beaucoup plus gros morceaux que le rodage ou la percussion et cette action consomme aussi moins d'énergie.

Si quelque doute pouvait exister sur les chances de réussite de l'abatage du charbon par havage cylindrique et éclatement, il suffirait de citer l'exploitation extraordinaire réalisée récemment dans les allèvements de la couche Pittsburg en West-Virginia (Fig. 8 et 8bis).

La couche, épaisse de 1,80 m à 2,40 m, a été déhouillée sous la falaise laissée par une exploitation à ciel ouvert, par taraudage, en trous parallèles de 1,50 m de diamètre, forés au moyen d'une gigantesque tarière; on laissait entre les trous des piliers de 10 cm suivant la ligne des centres.

On est arrivé ainsi, pour une épaisseur de 1,80 m, à prendre 62 % du gîte. La production a atteint 800 tonnes en un poste, avec une équipe de 4 hommes, soit un rendement global de 200 tonnes par homme. C'est en somme une exploitation souterraine sans personnel au fond !

La première machine creusait des trous de 100' (30 m) de longueur en 20 minutes, soit à la vitesse de 1,50 m à la minute. Comme l'opération a parfaitement réussi, on a augmenté la longueur de creusement des engins suivants. Le quatrième du type, actuellement en service, fore des trous de 63 m de longueur, pouvant même aller jusqu'à 84 mètres. La tarière se décompose en plusieurs éléments logés dans la charpente supportant le chemin de roulement de la foreuse (Fig. 9 et 9bis).



Fig. 9. — La machine de taraudage.



Fig. 9bis. — Mèche de la tarière.

A sa sortie de la couche, le charbon est repris par un élévateur sur roues, qui le déverse dans des camions.

Et voilà que déjà, les derniers numéros des revues américaines nous apportent les réclames de machines du même type, mais de dimensions réduites, pour le déhouillement des piliers des exploitations par chambres et piliers.

4) *Le débit des abatteuses-chargeuses continues.*

Il existerait à l'heure actuelle plus de 100 abatteuses-chargeuses en service dans les mines des Etats-Unis.

D'autres types que ceux décrits ci-dessus ont d'ailleurs été lancés sur le marché, notamment par la firme Goodman et par la firme Lee-Norse.

La capacité de toutes ces machines d'abatage continu est énorme.

Le rendement théorique d'une machine McKinlay de 1920 dépasse 5 ST (1) par minute en marche continue et, si cette marche théorique pouvait être réalisée, on arriverait à 300 ST à l'heure et 1.800 ST par poste.

Les constructeurs actuels paraissent plus modestes.

Pour le Colmol, on prévoit un débit de 500 à 1.000 ST par poste avec des avancements de 45 à 90 cm par minute. Cependant, une de ces machines, marchant le quart du temps, a donné 400 ST en un poste de 7 heures, dans une couche de 1,20 m et sur un front de 2,85 m, avec un avancement horaire de 18 m.

Et cela avec un personnel réduit de 4 unités : un surveillant, un machiniste et deux boiseurs, c'est-à-dire avec un rendement à veine de 100 ST par homme et par poste.

La dernière machine d'essai du B.C.R., descendue tout récemment dans une mine, donne déjà pratiquement 2 ST par minute et l'on envisage des productions de l'ordre de 1.600 à 1.700 ST par poste dans un quartier équipé de deux machines, et cela, dans des veines de puissance moyenne.

Toutes ces machines sont donc encore fort loin de donner tout leur rendement et l'on s'est vite aperçu qu'il ne servait à rien de créer un flux continu de charbon à front, si l'on ne pouvait maintenir ce flux en mouvement jusqu'à la surface.

Le problème du « Continuous Mining » ne peut donc être considéré comme résolu tant que les autres travaux de la mine ne peuvent suivre le même rythme. C'est ainsi par exemple qu'il serait inutile et dangereux de faire avancer une machine à raison de 45 cm par minute, si l'on ne peut poser le soutènement à la même vitesse.

Mais le plus gros obstacle au plein rendement de ces machines semble bien avoir été jusqu'ici l'évacuation continue du flux de charbon.

(1) La « Short Ton » équivaut à 906 kg.

## CHAPITRE II

## LA REALISATION DU TRANSPORT CONTINU

## § 1. — Premières solutions.

La desserte des premières machines a bien dû se faire au moyen des engins existants.

La première idée fut d'utiliser le shuttlecar, mais pour ne pas immobiliser périodiquement l'abatteuse, on l'a fait suivre d'un shuttlecar supplémentaire, servant uniquement de volant et accumulant la production de la machine pendant les déplacements du premier engin.

Parfois aussi, l'abatteuse a simplement déversé ses produits sur le sol, d'où ils étaient rechargés par une chargeuse ordinaire dans les shuttlecars, ou repris et déversés dans les courroies au moyen d'un Duckbill, avec tous les inconvénients que présente l'allongement périodique des couloirs oscillants.

Mais le problème restait entier : on n'arrivait, au moyen de ces engins, qu'à utiliser l'abatteuse pendant le tiers du temps, tout au plus.

§ 2. — Le convoyeur  
« oscillant et développable ».

Les dirigeants de charbonnages se sont alors adressés au B.C.R. de Huntington en vue de lui faire étudier et mettre au point un engin de transport, capable de suivre la machine dans son avancement et d'assurer une évacuation continue.

Il est assez curieux de narrer la façon dont le problème fut posé aux ingénieurs de ce centre de recherche. Il leur fut demandé, soit :

- 1) Un convoyeur de longueur fixe de 300' (90 m), mais capable de se plier à 90° en un point quelconque de sa longueur; soit :
- 2) Un convoyeur extensible de même longueur finale, capable d'évacuer, sans interruption, un flux continu de charbon et d'un encombrement suffisamment faible pour l'usage dans la mine.

Les essais sur modèle réduit montrèrent que la première solution était réalisable, peut-être même plus rapidement que la seconde et avec des engins

existants, mais il fut reconnu que son utilisation dans la mine présenterait pas mal de difficultés d'application.

On imagine en effet difficilement d'autre moyen de le réaliser que de monter ce transporteur sur toute sa longueur dans la voie de transport, parallèlement au convoyeur placé à demeure dans cette voie, et de le faire entrer dans la chambre à desservir, en le pliant à 90° pour suivre l'avancement de la machine, mais en le déplaçant de toute sa longueur et de toute sa masse à mesure de l'avancement de l'abatteuse.

On en vint alors à la solution du convoyeur extensible, qui semble bien inspiré du ruban métrique de poche en acier et qui combine en somme la bande métallique et le convoyeur à secousses.

La Mission Charbonnière Belge de 1950 a également eu l'occasion de voir le premier engin de ce type en fonctionnement dans la cour du B.C.R. de Huntington et nous avons été fort étonnés de voir ce convoyeur, fort peu guidé, transporter aisément le charbon sur une centaine de mètres.

Ce convoyeur était constitué d'une bande d'acier stainless de 56" (90 cm) de largeur et de 1 : 32" (0,8 mm) d'épaisseur.

La réserve est enroulée sur un tambour équipé d'un petit moteur de faible puissance pour l'enroulement de la bande. Il est lui-même porté par un



Fig. 10. — Le moteur du convoyeur développable du B.C.R. de Huntington.



Fig. 11. — La tête sur chenilles du convoyeur développable du B.C.R. de Huntington.

chariot sur glissière et le mouvement oscillant lui est donné par un moteur standard électrique (Figure 10).

Le brin libre est attaché par un ressort à un tracteur à chenilles, qui suit l'abatteuse pas à pas et qui développe la bande par traction, à mesure de l'avancement de la chambre (Fig. 11).

L'extension du convoyeur est ainsi réalisée sans interrompre le flux de charbon qui s'écoule d'une façon continue, de la veine jusqu'à l'envoyage du puits ou jusqu'aux installations de triage de la surface.

Un tambour de 50 cm suffit pour enrouler 90 m de bande, un tambour de 65 cm, pour 180 m.

Ce premier engin est susceptible de transporter à plat plus de 2 ST par minute (120 ST à l'heure).

Pour supporter la bande, on dispose tous les deux ou trois mètres, sur le sol, des rouleaux incurvés ordinaires. La bande elle-même avait reçu une courbure préalable en l'enroulant sur des tuyaux de 1' de diamètre. Cette courbure disparaît quand la bande s'enroule sur le tambour et reparait quand elle se déroule, de la même façon que les rubans métriques dont nous avons parlé plus haut (Figure 12).

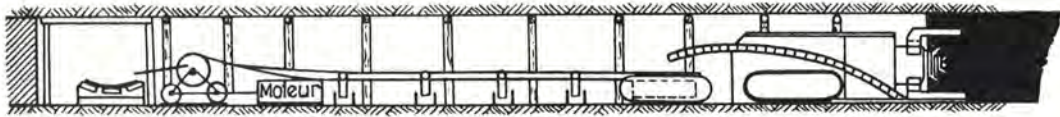


Fig. 12. — Schéma d'ensemble du convoyeur développable du B.C.R. de Huntington.

Les essais en surface étaient terminés fin 1950, puis la machine fut descendue dans une mine du Kentucky pour subir l'épreuve pratique.

Un tronçon de 300' fut soudé au premier et l'expérience montra que la machine pouvait transporter le charbon sur 600' (180 m) de longueur.

La mise au point des détails se poursuit encore à l'heure actuelle, mais il est fort probable que l'engin sera prêt pour être livré au commerce plus rapidement que l'abatteuse-chargeuse étudiée par le même centre.

Les constructeurs eux-mêmes se sont d'ailleurs attelés au même problème, et notamment la firme Jeffrey qui a construit un convoyeur télescopique dénommé « Molveyor », allant jusqu'à 300' (90 m) de longueur et susceptible de transporter 4 ST par minute.

### CHAPITRE III

#### L'AVENIR DE L'EXPLOITATION CONTINUE

##### § 1. — Dans les mines américaines.

L'emploi du « Continuous Miner » et la pratique de l'exploitation continue présentent d'énormes avantages, parmi lesquels on peut citer :

- l'obtention de rendements énormes à l'abatage;
- l'accroissement considérable de la vitesse de déhouillement;

- la réduction corrélative du nombre de chantiers en activité;
- la suppression de l'emploi des explosifs et des dangers qu'ils présentent;
- la tenue meilleure des toits par l'absence d'ébranlement des terrains par le minage;
- la création d'un flux continu et le rendement meilleur des engins de transport;
- la réduction des prix de revient.

Il est certain que la généralisation de ces engins est susceptible de provoquer un nouveau bond dans le rendement des mines américaines et de réduire sensiblement les prix de revient. Le directeur du B.C.R. de Huntington estime qu'en cas de succès on peut espérer, dans la prochaine décennie, une réduction de \$ 1 à \$ 1,5 par tonne, ce qui, par rapport au prix de revient moyen actuel de \$ 2,5, représente 40 à 60 % de réduction.

La question vaut donc la peine d'être suivie.

Elle le vaut d'autant plus que cette nouvelle technique pourrait ébranler un jour la méthode d'exploitation par chambres et piliers qui, si rentable qu'elle soit, n'en est pas moins une méthode primitive et quelque peu brutale, réservée en prin-

cipe à l'exploitation des gîtes abondants et de faible valeur.

Cette possibilité n'a pas échappé aux inventeurs américains.

Déjà à l'occasion d'une première mission charbonnière belge aux Etats-Unis en 1947, nous avons relevé quelques timides tentatives d'allongement des fronts de chambres et nous avons décrit deux cas d'application de « semi-longwall » tendant à réduire les temps morts résultant d'un déplacement trop fréquent de diverses machines.

L'exploitation par longues tailles résoudrait d'emblée certaines des questions subsidiaires que le « Continuous Mining » a fait surgir, et notamment l'aéragé et l'évacuation du gaz et des poussières, mais elle soulèverait un problème bien plus grave : celui du contrôle du toit.

Or, ceci est une tout autre affaire, car les ingénieurs américains n'ont pas la pratique de cette technique. Il est d'ailleurs probable que le foudroyage à faible profondeur posera d'autres problèmes que chez nous, où le poids des terrains provoque un affaissement à peu près continu des roches du toit, tandis qu'à faible profondeur les « coups de toit » pourraient être plus fréquents.

Aussi est-ce fort sagement que le B.C.R. a décidé de sérier les questions et de tenter d'abord la mise au point de l'exploitation continue dans le cadre de la méthode actuelle du « room and pillar ».

Cependant, les revues américaines signalent, sans plus, qu'une mine canadienne a déjà pris les devants en tentant l'exploitation continue en longwall; mais de quelles machines s'agit-il ?

## § 2. — Le problème de la taille belge.

Nous avons écrit maintes fois qu'à notre grand regret, le matériel américain des chambres et piliers ne pouvait guère trouver d'application en Belgique, parce que la méthode elle-même est impraticable à grande profondeur.

Et voilà qu'au moment où le rendement des mines américaines est à la veille d'effectuer un nouveau bond qui risquerait d'accroître encore notre handicap, nous nous demandons si nous ne pouvons rien tirer de cette nouvelle technique, puisque le problème de l'abatage continu s'est également posé dans les mines européennes.

Et ce problème y est peut-être, en quelque sorte plus avancé qu'en Amérique, car l'exploitation par rabot réalise effectivement l'exploitation continue en longue taille, grâce à l'usage des convoyeurs blindés et des bèles en porte-à-faux.

Mais le rabot nécessite un toit relativement bon et un charbon assez tendre. Certains préconisent cependant son emploi en veines dures avec minage préalable.

Les grosses haveuses-chargeuses anglaises résolvent aussi certaines parties du problème. Elles conviennent pour les veines dures, mais elles sont assez encombrantes et n'ont pas encore pu, à notre connaissance, se combiner avec le ripage des couloirs.

Enfin, les haveuses à bras de diverses formes : bras incurvés, bras à champignons, bras multiples du type Eickhoff, Eickhoff-Dauerwühler ou Soest-Ferrum, etc., combinées avec des raquettes ou des socs chargeurs, répondent aussi en partie au problème posé, mais elles impliquent malgré tout, un découvert de toit considérable.

Au cours du voyage de la dernière Mission Charbonnière Belge de 1950 aux États-Unis, nous nous demandions un soir, avec nos hôtes, comment nous pourrions jamais tirer parti, dans nos charbonnages, des merveilleuses machines des exploitations par chambres et piliers américaines.

Et nous en étions arrivés à l'idée d'une haveuse-chargeuse inspirée peut-être des « Continuous Miners », mais de modèle réduit, logée complètement dans la havée en cours d'abatage, desservie par un convoyeur extensible logé dans la même havée et capable de suivre pas à pas l'avancement de la machine; mais nous nous demandions comment réaliser ce dernier engin.

Or, le convoyeur à secousses développable, que nous avons vu par la suite au B.C.R. de Huntington, répond complètement à cette conception et parmi les abatteuses-chargeuses, celle étudiée par le même centre a peut-être plus que d'autres la possibilité de s'adapter à nos mines. Car, au dire des inventeurs, elle ne nécessite, comme découvert non boisable immédiatement, que 1,50 m.

Il n'est évidemment pas question d'introduire ces engins tels quels dans nos mines belges, mais

d'étudier le problème dans son ensemble, soit avec des constructeurs belges, soit avec des constructeurs américains; et il n'est pas dit que de cette collaboration d'ingénieurs ayant un sens des possibilités de la mécanique aussi développé que celui des ingénieurs américains, et d'ingénieurs belges quelque peu familiarisés avec la conduite des longues tailles et du foudroyage, ne naîtrait pas une technique profitable aux deux pays.

Si nous devons poser le problème de l'abatage continu dans nos mines belges, nous le poserons de la façon suivante, qui se rapproche fort des directives données au B.C.R. de Huntington, et nous le poserons avec d'autant plus de confiance devant le résultat déjà obtenu en ce domaine par ce centre de recherche.

« Créer une abatteuse-chargeuse capable d'exploiter par brèche montante, en longue taille, dans des couches aussi minces que 75 cm d'ouverture. Cette machine devra déhouiller des brèches de 2,10 m de largeur et se rétrécir à 1,50 m pour être descendue aisément au pied des tailles, après boisage de la havée. Le découvert du toit sera réduit au minimum. Le jeu en dessous et au-dessus de la machine sera aussi grand que possible et ne sera en tout cas pas inférieur à 10 cm. »

Et nous poserons comme suit le problème du convoyeur :

« Adapter le convoyeur à bande développable du B.C.R. de Huntington à nos conditions d'exploitation, de façon à réduire l'encombrement en largeur de la tête sur chenille à 1,50 m au maximum et à pouvoir loger le moteur et le chariot de commande dans une havée de 1,80 m. »

Peut-être certains ne verront-ils là qu'une utopie.

Nous ne croyons évidemment pas que ces machines seront utilisables même dans toutes les tailles en plateaux à faible pente. Nous pensons cependant que la question vaut la peine d'être étudiée tant pour le convoyeur que pour l'abatteuse-chargeuse, avec quelques chances de succès, dans les veines dures, en tailles régulières et sans rejets importants.

Certains montages en veine ont déjà été réalisés en Campine à des vitesses de 10 mètres par poste avec des rendements comparables à celui des chambres américaines.

Le but à atteindre serait de déhouiller nos longues tailles par montages successifs de la largeur des havées actuelles, avec des vitesses peut-être 10 fois plus fortes. En d'autres termes, les brèches multiples seraient remplacées par une seule brèche montante déhouillée à grande vitesse (Fig. 15).

Trois problèmes sont à résoudre :

a) Nous possédons les haveuses réalisant la vitesse de havage envisagée, car elles ont en un poste des tailles de 150 à 200 mètres, mais elles n'achèvent pas le travail, puisque, dans la très grande majorité des cas, elles nécessitent encore l'intervention du marteau-pic dont elles augmentent simplement le rendement. De plus, ces haveuses nécessitent un découvert en avant du dernier boisage, de 80 cm au moins, pour le passage de la haveuse; et dès le passage de celle-ci, la partie du toit non soutenue s'élève par exemple à 2,80 m, si l'on utilise un bras de havage de 2 m. On peut réduire

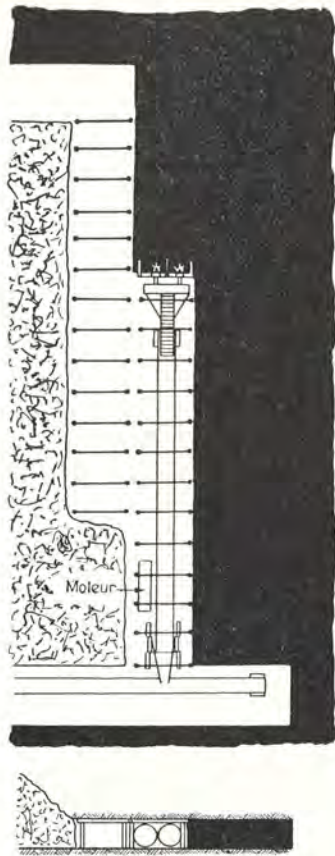


Fig. 15. — Projet d'abatage continu par brèche montante en longue taille.

immédiatement le découvert à 2 m, en reportant les étançons des fronts à bout de bête après le passage de la haveuse, du moins lorsqu'on n'utilise pas les convoyeurs blindés, mais ce découvert de 2 m (ou de 2,80 m dans le cas de blindés) subsiste jusqu'au poste suivant. En Campine, il se produit, pendant ce temps, un travail intense du toit, car souvent la saignée, bien qu'elle ait été vidée à peu près complètement par le bras haveur, se remplit à nouveau de fin charbon et se resserre partiellement au point qu'au moment de l'abatage, on ne peut la discerner qu'en la vidant à la main des fins qui la remplissent; néanmoins, la veine a reçu le coup de pilon et s'est fracturée en blocs verticaux, ce qui facilite grandement le travail de l'ouvrier, mais le toit est déjà affaissé lorsque l'abatteur commence son travail;

b) Nous ne progressons guère dans la mécanisation du chargement, ni dans les tailles à haveuse, ni dans les tailles au marteau-pic. L'emploi du rabot étant encore peu développé, on peut dire que plus de 95 % de nos charbons sont encore chargés à la main.

c) Notre système d'évacuation demande actuellement un démontage périodique, sauf pour les convoyeurs blindés. Ceux-ci ne peuvent évidemment être ripés que lorsque la havée suivante a été complètement déhouillée. A ce moment, tout le toit de la taille sur 1,80 m environ de largeur, est supporté par des bêtes en porte-à-faux, dont la résistance est liée à celle de l'articulation.

L'exploitation en brèche unique par abatteuse-chargeuse et convoyeur développable aurait les avantages suivants :

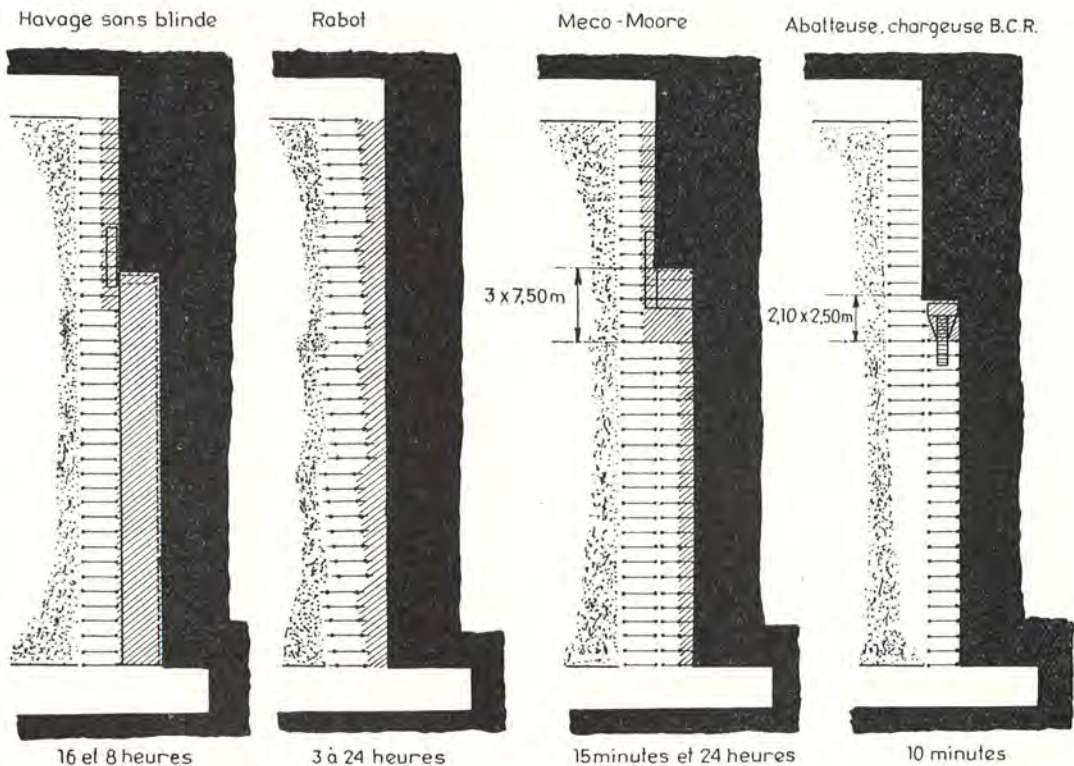


Fig. 14. — Schéma des surfaces découvertes ou en porte-à-faux, dans diverses sortes d'abatage mécanisé, (Ces surfaces sont hachurées.)

(Les chiffres au bas des figures indiquent la durée des découverts en porte-à-faux.)



a) Abatage du charbon dans les meilleures conditions de résistance du toit, se rapprochant le plus de celles du déhouillement au marteau-pic avec convoyeurs démontables, où le découvert est immédiatement boisé, alors que, dans tous les autres systèmes de mécanisation préconisés jusqu'ici, des surfaces importantes de toit restent non soutenues ou soutenues par des éléments en porte-à-faux pendant des heures. La figure 14 illustre plus clairement cet avantage que ne le ferait une longue description; on y a figuré en hachuré les surfaces en question.

Le découvert minimum de la Meco-Moore dans la havée d'abatage est d'environ 7 mètres à partir du bras haveur; celui du « Continuous Miner » ne serait que de 1,50 m, soit au maximum 2,50 m en plaçant un cadre de boisage tous les mètres, et ce découvert, à la vitesse de 18 m par heure, ne durerait pas 10 minutes. Il ne nécessite aucun autre découvert ni porte-à-faux pour la haveuse ou pour les convoyeurs.

L'onde de détente du toit, consécutive au déhouillement, monterait perpendiculairement au front de taille. Le foudroyage de la havée précédente, complètement libre de matériel, pourrait suivre à quelques mètres de distance, dès qu'il ne serait plus susceptible d'influencer la zone en déhouillement. Celui-ci se ferait donc dans les meilleures conditions de terrain, dans un toit boisé et reposé depuis 25 heures environ. Le porte-à-faux des bancs du toit serait réduit au minimum, puisque la havée précédente pourrait être presque immédiatement foudroyée après l'abatage.

La question des poussières de charbon serait pratiquement résolue, puisque ces abatteuses sont normalement pourvues de pulvérisateurs d'eau et qu'au surplus tout le personnel de desserte se trouverait à l'arrière de l'unique brèche d'abatage, c'est-à-dire dans l'air pur.

Le foudroyage du toit donne peu de poussières mais, en tout cas, l'arrosage serait toujours possible ou la remise de ce travail au second poste. Il est d'ailleurs peu probable que le foudroyage puisse suivre à une seule brèche et en un seul poste.

Ces conditions idéales permettraient peut-être d'envisager des havées plus larges que celles déhouillées normalement.

b) Les abatteuses-chargeuses réalisent la mécanisation quasi totale du chargement, qui dans nos chantiers se fait encore le plus souvent par l'ouvrier le plus spécialisé, c'est-à-dire par l'abatteur lui-même, en absorbant entre le quart ou le tiers de son temps.

c) Le convoyeur à secousses développable, placé dans la havée en déhouillement, résout d'une façon simple le problème de l'évacuation en taille.

Il n'est pas rare, dans nos grosses tailles de Campine, de voir encore trois ou quatre rangs de couloirs en série dont le démontage, le déplacement, le remontage, le creusement de la « trace » et le calage du moteur occupent 15 à 20 personnes par jour.

Ce convoyeur pourrait tout aussi bien servir en tailles régulières, exploitées par les moyens actuels, et éviter l'emploi des bêtes en porte-à-faux, qui

réalisent un soutènement moins complet que la bête portant sur deux appuis. Il pourrait aussi être utilisé dans les montages en veine.

En tailles, le ripage des trois parties de la machine, dont la dimension ne dépasse pas celle des moteurs actuels, pourrait se faire successivement par le même « passage » vers la havée suivante, préparée sur une douzaine de mètres. Le ripage de l'abatteuse-chargeuse nécessitera peut-être un passage plus large que pour les haveuses ordinaires, mais cela ne constitue pas une impossibilité.

L'emploi du convoyeur dans la havée en déhouillement laisserait la havée précédente absolument libre de tout engin, permettant soit une circulation facile, soit le foudroyage immédiat.

Notons que le débit du convoyeur construit à Huntington est d'environ 100 t/h et convient parfaitement pour nos tailles.

Parmi les objections à réfuter et les difficultés à vaincre pour la mise en usage de ces engins, on peut citer :

— l'encombrement de l'abatteuse-chargeuse.

On ne peut évidemment pas dire que l'essai dans nos mines des grosses abatteuses-chargeuses anglaises constitue jusqu'ici un plein succès, et que leur emploi se répandra; mais la machine de Huntington, réduite à la dimension de nos havées, sera certainement beaucoup plus simple. Elle n'aura peut-être pas l'avantage d'être utilisable dans les deux sens; mais ne vaut-il pas mieux procéder à la descente de la machine dans sa havée qu'à son retournement dans les « étales », comme cela se fait avec les machines anglaises. Enfin, le chargement du charbon à l'arrière par raclette est moins encombrant que l'évacuation latérale vers la havée précédente.

— le découvert du toit.

Nous avons vu que celui-ci était beaucoup moins important que dans le cas des grosses haveuses-chargeuses et qu'il ne dure que quelques minutes; on peut escompter qu'il sera moins préjudiciable à la tenue du toit que les découverts nécessités par toutes les autres mécanisations.

— le creusement de la voie de la taille.

Celui-ci devra peut-être se faire en partie pendant le poste d'abatage. Ce problème a déjà été résolu, par le creusement d'un « faux fond » en avant de la taille pour le logement des terres du bosseyement, combiné avec l'emploi d'une raclette légère pour la desserte de cette basse-taille.

— l'accélération des services accessoires.

Le placement du soutènement en brèche montante unique demandera sans doute une certaine dextérité, mais le problème est identique à celui qui s'est posé pour les Meco-Moore.

Nous ne nous faisons cependant aucune illusion et nous admettons volontiers que la mise au point d'une machine d'abatage continu, appropriée à nos gisements, demandera peut-être plusieurs années de travail et, de la part de ceux qui s'y attelleront, une dose peu commune de travail, de confiance et d'obstination.

Mais n'en est-il pas ainsi de toutes les nouveautés? N'a-t-il pas fallu des mois, il y a quatre

ou cinq ans, rien que pour remettre en honneur dans certaines de nos mines, l'emploi des havées déjà essayées sans grand succès entre les deux guerres ?

L'exploitation par brèche unique présente, à notre sens, trop d'éléments favorables pour ne pas se décider à en étudier la réalisation et nous insistons tout spécialement :

- sur le faible découvert relatif nécessité par les abatteuses continues américaines travaillant dans leur havée, comparé au découvert nécessité par toutes les autres abatteuses-chargeuses lancées jusqu'ici sur le marché;
- sur le retour au soutènement par bèles sur deux appuis;
- sur l'écartement du personnel du courant d'air vicié;
- sur la facilité de circulation du personnel dans la dernière havée, libre de tout engin, ou,
- sur la possibilité de rompre le toit de cette havée peu après le passage de la machine et de réduire ainsi au minimum le porte-à-faux des bancs supérieurs et la pression sur la havée des fronts.

Notre industrie charbonnière ne sortira certainement pas de ses difficultés par des moyens ordinaires et tout doit être mis en œuvre pour tenter de la faire survivre, en cas de mise en application du Plan Schuman.

Il n'y a, à notre avis, pas grand'chose à améliorer à la technique des transports telle qu'elle est pra-

tiquée dans les mines les plus modernes. Il faudra donc bien s'en prendre au travail en taille, où l'on trouve encore les plus fortes équipes : à l'abatage, au déplacement des couloirs et au foudroyage.

Or les machines du Centre de Recherche de Huntington, que nous avons décrites, permettent déjà d'entrevoir certaines possibilités d'exploitation de nos tailles les plus régulières, par brèche montante unique, avec les énormes avantages que comportera la localisation dans la havée en déhouille-ment de tous les engins d'abatage et d'évacuation.

L'étude de l'adaptation de ces machines à nos conditions de gisement, mérite donc d'être entreprise, dût-elle conduire finalement à la conception de tout autre engin réalisant le même objectif.

Nous serons certainement aidés dans ce travail par nos amis américains et par les services de l'Administration de Coopération Economique en particulier.

### BIBLIOGRAPHIE

- Continuous Mining*, par G. von Stroh. - Mining Congress Journal, janvier 1949, p. 32.
- How continuous Mining works*, par J.J. Snure - Coal Age, mars 1950, p. 95.
- Better auger mining* (sans nom d'auteur). - Coal Age, juin 1950, page 75.
- Continuous Conveying* (sans nom d'auteur). - Coal Age, avril 1951, p. 81.

# Rattachement des canevas topographiques de la surface et du fond

L. J. PAUWEN,

Professeur à l'Université de Liège.

## SAMENVATTING

*De oriëntatie van de ondergrondse opmetingen ten opzichte van de bovengrond kan uitgevoerd worden door middel van talrijke werkwijzen.*

*De oudste, de opmeting met het kompas, is in staat een nauwkeurigheid te geven overeenkomend met een boog van 1 minuut, op voorwaarde rekening te houden met de magnetische declinatie en vooral van de onregelmatige variaties, die men gewoonlijk verwaarloost, maar die nochtans aanzienlijk kunnen zijn; hun waarde kan gegeven worden door een bestaande magnetische observatiepost.*

*De auteur onderzoekt vervolgens de methode der twee schachten, de methoden der twee schietloden in dezelfde schacht en een optische methode, waarvan de mogelijkheden onderzocht worden. Ten slotte haalt hij het bestaan aan van de gyroscopische methode.*

## RESUME

*Le problème de l'orientation des levés miniers peut être résolu par de nombreux procédés. Le plus ancien, le procédé à la boussole, est susceptible de donner une précision de l'ordre de une minute d'arc à la condition de tenir compte de toutes les variations de la déclinaison magnétique et spécialement des variations irrégulières que l'on néglige habituellement, mais qui peuvent cependant être importantes; leurs valeurs peuvent être fournies par une station magnétique existante. L'auteur passe ensuite en revue la méthode des deux puits, la méthode des deux aplombs dans un même puits et une méthode optique; il en montre les possibilités. Enfin, il signale l'existence de la méthode gyroscopique.*

Le problème du rattachement des canevas topographiques de la surface et du fond joue un rôle capital en topographie souterraine. L'orientation des plans de fond, et par voie de conséquence, le problème des limites, le percement des galeries par une ou par deux extrémités, le puits sous stot et combien d'autres problèmes en dépendent.

Il nous a paru utile de faire un exposé synthétique des différentes méthodes qui s'offrent à l'exploitant et d'en montrer les avantages, les inconvénients et les possibilités (1).

### Procédé à la boussole.

Le procédé à la boussole est le plus ancien. Bien employé, il est susceptible de donner une précision de l'ordre de 1 minute d'arc. Nous indiquerons ici

succinctement les précautions à prendre pour atteindre ce résultat.

Il est bien évident que la boussole doit être en parfait état mécanique et magnétique. Avant toute mesure, on vérifiera la chape d'agate et le pivot; on s'assurera que la boussole est exempte de toute pièce ferreuse. On emploiera de préférence des boussoles qui s'adaptent sur le théodolite. Ce dernier permet un centrage précis et l'erreur d'excentricité de la boussole par rapport au théodolite sera éliminée par retournement symétrique. Les erreurs instrumentales de la boussole seront éliminées par les lectures pointe nord et pointe sud dans les deux positions symétriques de l'instrument. Les déformations du champ magnétique terrestre seront spécialement étudiées; on les éliminera ou on en tiendra compte.

Ces erreurs sont dues à plusieurs causes :

- a) à la présence de masses de fer ou de roches magnétiques ou de conducteurs électriques;
- b) à des variations régulières du champ magnétique;

(1) Pour les lecteurs qui désirent de plus amples informations nous renvoyons au « Cours de Topographie » de M. Dehalu, pages 454-555, édité par Béranger, 1947.

c) aux variations irrégulières du champ magnétique.

Nous examinerons successivement chacun de ces points.

a) *Masses de fer ou roches magnétiques.*

L'orientation de la base, c'est-à-dire d'un des côtés du cheminement, se fera en occupant successivement, avec la même boussole, les deux sommets qui déterminent ce côté. L'azimut direct et l'azimut inverse doivent différer de  $180^\circ$  à peu de chose près. Il conviendra d'exécuter l'ensemble des deux opérations dans le temps le plus court possible afin que le champ magnétique terrestre ne se transforme pas sensiblement pendant le cours des mesures.

Si l'azimut direct et l'azimut inverse ne diffèrent pas de plus de 5 minutes d'arc, on pourra déclarer qu'il n'y a pas d'influence magnétique. Si l'on constate un écart supérieur à ce chiffre, et s'il se maintient dans de nouvelles mesures, on pourra déclarer qu'il y a influence. On la recherchera et l'éliminera. Sinon, la base en question sera abandonnée.

b) *Variations régulières de la déclinaison magnétique.*

Le champ magnétique terrestre est soumis à des variations lentes et régulières, dont on peut aisément tenir compte en déterminant la déclinaison magnétique de la boussole employée, sur une borne d'orientation.

c) *Variations irrégulières de la déclinaison magnétique.*

La déclinaison magnétique est soumise à des variations irrégulières qui peuvent atteindre plusieurs dizaines de minutes d'arc en une heure. Si l'on veut effectuer une orientation de précision, il faut tenir compte de ces variations. Pour cela, on introduira dans le calcul les variations de la déclinaison magnétique fournies par une station où l'on enregistre cet élément de façon continue. En Belgique, on pourra se servir des éléments fournis par la station magnétique de Manhay qui dépend de l'Université de Liège.

Le matin avant de descendre vers les travaux de fond, et l'après-midi à la remontée, on centrera le théodolite sur la borne d'orientation et l'on déterminera la déclinaison de la boussole en notant l'heure des observations. Tenant compte des données de Manhay, ces mesures permettront de déterminer à tout moment la valeur exacte de la déclinaison de la boussole et aussi de vérifier si celle-ci n'a pas subi de déformations mécaniques pendant les opérations de mesure et de transport.

Si l'on désire une grande précision, de l'ordre de la minute, il est nécessaire d'employer trois boussoles au moins qui se contrôlent l'une l'autre et de stationner en deux bases d'orientation, reliées par un cheminement de précision au théodolite. Enfin, il faut opérer en chaque base à deux reprises, à des jours différents. L'ensemble des mesures permettra d'atteindre une précision de 1 minute d'arc, ce qui est suffisant pour les travaux miniers les plus importants.

Nous avons tracé une galerie de 2 kilomètres de longueur à l'étage 1.050 m par ce procédé. Le percement a été effectué à 50 cm près, ce qui correspond à une précision de 50 secondes d'arc sexagésimales. Si nous n'avions pas introduit la correction mentionnée en c), l'erreur d'orientation aurait été de 7 minutes d'arc.

**Méthode des deux puits.**

Considérons deux puits entre lesquels existe une galerie praticable à l'étage où l'on veut effectuer une orientation.

On suspend un fil à plomb dans chacun des puits. Ils sont constitués par des fils de bronze de 1,5 mm de diamètre environ, auxquels on suspend des poids de l'ordre de 15 kg que l'on immerge complètement dans des récipients remplis d'eau ou d'huile. Les fils sont fixés solidement aux chevalements des puits. A la surface, on effectue un cheminement très précis (1 - 2 - 3) (Fig. 1) reliant

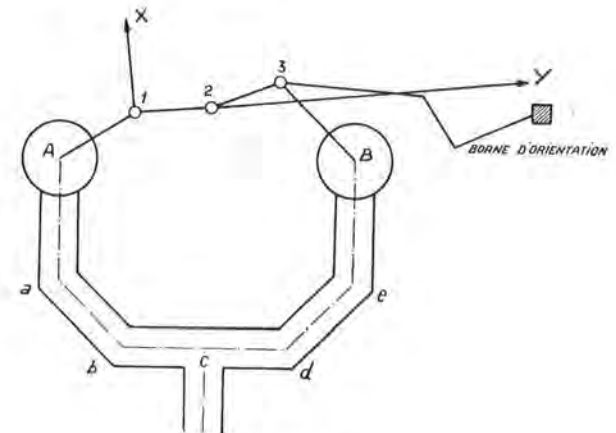


Fig. 1.

les deux aplombs A et B. Ce cheminement est rattaché à la borne d'orientation. On dispose ainsi des éléments qui permettront le calcul des azimuts des différents côtés du cheminement. Choissant une origine, par exemple le point 1 et un système d'axes rectangulaire XY, on calcule les coordonnées des deux aplombs A et B à la surface. Si ces aplombs pendent librement dans les puits, les coordonnées sont les mêmes dans le fond, à l'étage où doivent s'effectuer les opérations d'orientation.

A cet étage, on établit un cheminement A-a-b-c-d-e-B qui relie les aplombs. On se donne l'azimut approché d'un des côtés du cheminement, *ab* par exemple. Partant des coordonnées de A, calculées en se fondant sur le levé effectué à la surface et de l'azimut approché de *ab*, par exemple, on calcule les coordonnées de l'aplomb B.

Si nous désignons par  $X_A Y_A$  les coordonnées fond et surface de l'aplomb A et par  $X_B Y_B$  et  $x_B y_B$  les coordonnées surface et fond de B, obtenues respectivement par les opérations de surface et de fond, les azimuts de la direction AB surface et fond seront donnés par les formules :

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{Y_A - Y_B}{X_A - X_B}$$

$$\operatorname{tg} \alpha' = \frac{Y_A - y_B}{X_A - x_B}$$

La différence  $\alpha - \alpha'$  donne la correction qu'il faut apporter à l'azimut approché de départ du côté  $a b$ .

La précision de cette méthode dépend, d'une part, de la précision des cheminements de surface et de fond et, d'autre part, de la verticalité des aplombs. La précision des cheminements est fonction exclusivement de l'observateur et des moyens qu'il met en œuvre. La verticalité des aplombs est influencée par les courants d'air latéraux qui peuvent exister dans les puits. On bouchera avec soin l'orifice de toutes les galeries aboutissant aux puits. Si, malgré tout, les aplombs ne sont pas verticaux, il en résultera une erreur d'orientation dont l'effet sera d'autant plus petit que les puits seront plus éloignés l'un de l'autre. Si les puits sont distants de plus de 50 mètres, la méthode pourra être appliquée aux plus grandes profondeurs, pourvu que l'on prenne les précautions indiquées plus haut.

#### Rattachement par un seul puits.

Il arrive souvent que la méthode des deux puits ne puisse pas être employée, soit parce que l'on veut faire l'orientation à un étage qui n'est pas encore atteint par un puits, soit qu'il n'existe pas de communication praticable entre les puits à l'étage considéré, soit encore parce que les deux puits sont trop rapprochés. Dans ces conditions, on doit recourir à la méthode des deux aplombs dans le même puits, aplombs qui déterminent un plan. Par des opérations topographiques, on détermine l'azimut du plan des aplombs à la surface; à l'étage considéré, on rattache un cheminement au plan des aplombs d'azimut connu.

Ces opérations, très simples en principe, nécessitent des mesures extrêmement méticuleuses. La distance à laquelle on peut placer les aplombs étant en général très réduite — dans la plupart de nos puits de mines cet écartement ne dépasse pas 1,50 m — la moindre déviation systématique des aplombs par rapport à la verticale amène une rotation de leur plan et ainsi une erreur systématique dans l'orientation. Une déviation systématique de 1 mm d'un des aplombs amène, pour des aplombs distants de 1,50 m, une erreur d'orientation de 2'10" environ. Il faudra prendre des précautions minutieuses pour éviter cette déviation.

Les fils seront tendus par des poids de 15 kg au moins, munis d'ailettes et complètement immergés dans des baquets remplis d'eau ou d'huile, établis un peu en contrebas de la galerie où se fait le raccordement. Ils seront recouverts par des planches pour éviter l'agitation du liquide produite par la chute d'eau ou de corps durs dans le puits. Toutes les galeries débouchant dans le puits, au droit des aplombs, seront obturées avec soin. On arrêtera le ventilateur. On vérifiera que les aplombs ne touchent nulle part les parois des puits tout le long

de leur parcours, ni le fond ou les parois des baquets.

Dans ces conditions, les fils oscillent autour d'une position moyenne qui correspond à la verticale des points d'attache et les oscillations seront faibles et régulières.

Les opérations de raccordement pourront être effectuées, soit par la méthode de l'alignement, soit par la méthode du triangle.

#### a) Méthode de l'alignement.

On dispose le théodolite à la surface et à l'étage considéré, dans l'alignement exact des deux fils. Cette opération s'effectue en déplaçant le théodolite sur sa plateforme de centrage jusqu'à ce que les images des deux fils des aplombs se forment exactement sur le fil vertical du réticule. Cette opération est possible car un fil ne cache pas l'autre, pourvu que la distance du théodolite à l'aplomb le plus proche ne soit pas grande par rapport à la distance des aplombs entre eux. On voit en effet, d'après la figure 2, que seuls les rayons lumineux émis par A (Fig. 2) compris dans le cône DCE sont inter-

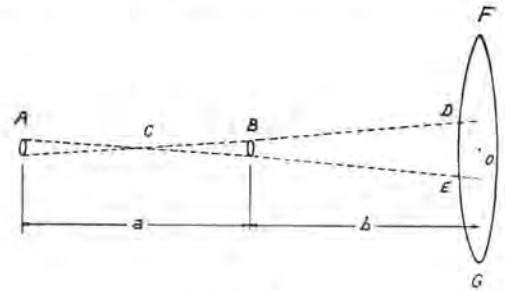


Fig. 2.

ceptés par le fil B. Les rayons qui tombent sur les régions FD et EG sont recueillis par l'objectif qui forme une image de A. Nous montrerons plus loin que la distance  $b$  doit être de l'ordre de  $a$ . Le théodolite employé possèdera une lunette à fort tirage, ce qui est le cas des théodolites de mine.

Dans ces conditions, on amène le théodolite dans l'alignement des aplombs à la surface et à l'étage de travail et l'on raccorde ces opérations aux levés de surface et de fond.

S'il est relativement aisé d'amener le théodolite dans le plan des aplombs à la surface, il n'en est pas de même dans le fond. A la surface, les fils sont visés un peu en dessous des points de fixation au chevalement; ils sont stables et l'opération d'alignement se fait rapidement et sans difficultés. Dans le fond, les aplombs sont rarement immobiles; ils constituent en effet de longs pendules qui oscillent sous l'action des influences les plus minimes. En outre, leurs oscillations sont très lentes. Il est donc extrêmement difficile, sinon impossible, de placer le théodolite exactement dans le plan des aplombs. Cette opération s'effectue cependant aisément à quelques dixièmes de millimètre près. Le problème est ensuite résolu par la méthode du triangle aplati

#### b) Méthode du triangle aplati.

Soit A et B les deux aplombs et le théodolite situé en T, dans l'alignement approché des deux aplombs



Fig. 5.

(Fig. 5). On vise successivement les deux aplombs et l'on mesure l'angle  $\alpha$ . Cette mesure doit être répétée à de nombreuses reprises afin d'éliminer l'effet des irrégularités des oscillations. La figure donne, puisque les angles sont petits :

$$\frac{\beta}{b} = \frac{\alpha}{a}$$

d'où 
$$\beta = \alpha \cdot \frac{b}{a} \tag{1}$$

Les opérations de surface donnent l'azimut 1 — 2; la mesure des distances  $a$  et  $b$  de l'angle  $\alpha$  et l'emploi de la formule (1) permettent de calculer l'angle  $\beta$ , d'où l'on déduit l'azimut de T — 1, puis de 1 — 2.

*Meilleures conditions opératoires.*

La formule (1) permet de déterminer les meilleures conditions opératoires. Désignons le rapport  $b/a$  par  $r$ , on obtient :

$$\Delta \beta = r \cdot \Delta \alpha + \alpha \cdot \Delta r.$$

On voit que pour rendre  $\Delta \beta$  le plus petit possible, il faut que  $r$  et  $\alpha$  soient aussi petits que possible.

Pour que  $r$  soit petit, il faut que le théodolite soit placé dans le voisinage de l'aplomb  $\beta$ . Pour des raisons d'ordre pratique, on pourra prendre  $b$  égal à  $a$ , mais on ne pourra pas aller au delà. L'angle  $\alpha$  devra être le plus petit possible; on situera donc le théodolite dans le voisinage très approché de l'alignement des aplombs.

Si l'on prend toutes les précautions qui ont été indiquées plus haut, cette méthode est susceptible de donner une précision de l'ordre d'une dizaine de secondes d'arc sexagésimales pour des aplombs situés à 1,5 m de distance et dont la longueur ne dépasse pas 500 mètres. La précision diminue très rapidement avec la longueur des aplombs et le procédé devient incertain.

**Méthode optique.**

Nous avons imaginé et employé avec succès une méthode optique qui consiste en principe à déterminer à la surface une direction parallèle à celle de deux signaux lumineux établis dans le puits au niveau de l'étage à raccorder, à l'aide d'une lunette installée au-dessus du puits. Une faible inclinaison

de l'axe de rotation de la lunette est sans influence, puisqu'elle ne modifie pas le parallélisme des deux directions du fond et de la surface.

*a) Dispositif opératoire.*

Dans le puits, au niveau de l'étage à raccorder et dans la direction d'une galerie, on installe deux signaux lumineux constitués par deux lampes à sphères de tungstène de 2 mm de diamètre. Chaque lampe est fixée dans une monture étanche à l'eau, dont la face supérieure est constituée par une glace à faces parallèles inclinée sur l'horizon pour permettre, d'une part, l'évacuation de l'eau et, d'autre part, des visées à partir d'un théodolite situé dans la galerie. Ces deux montures sont fixées solidement sur une forte poutrelle en fer, installée en travers du puits, et placées à l'écartement maximum. Dans nos anciens bassins, on peut difficilement dépasser 1,5 m.

L'appareil de mesure est constitué par une embase à trois vis calantes, à laquelle sont fixés deux montants terminés par des coussinets qui reçoivent les tourillons d'une lunette munie d'un cercle vertical et d'un niveau d'alidade. L'embase est percée d'une ouverture circulaire qui permet des visées nadirales. La précision de la méthode est évidemment proportionnelle à la distance focale de la lunette. En vue d'obtenir une distance focale considérable, on a employé un objectif  $O_1$  de 50 cm (Figure 4) de distance focale, auquel on a adjoint un objectif de microscope  $O_2$  grossissant 10 fois. On obtient ainsi un dispositif optique correspondant à

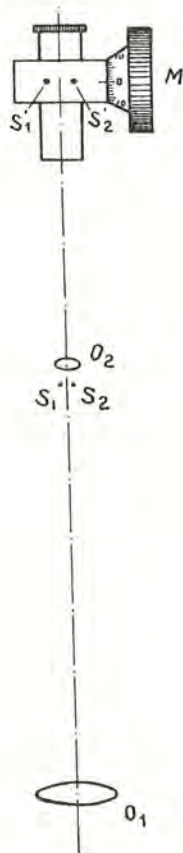


Fig. 4.

une lunette de 3 mètres de distance focale; les images obtenues sont encore de bonne qualité et l'on peut les pointer avec précision. L'oculaire de la lunette est remplacé par un micromètre focal permettant d'estimer 0,001 mm. Un niveau cavalier de précision assure l'horizontalité de l'axe secondaire à quelques secondes d'arc près.

#### b) Mode opératoire.

Le dispositif employé ne permet pas d'amener le plan décrit par la lunette en coïncidence avec le plan vertical passant par les signaux; si cette opération était possible, elle ne pourrait se faire avec précision. On préfère installer l'appareil de façon que les deux plans considérés soient à peu près parallèles et mesurer le petit angle qu'ils font entre eux.

Soit  $S_1 S_2$  (Fig. 5), les images des deux signaux lumineux projetés verticalement dans le plan horizontal passant par  $S$  et  $L$  la projection sur le même plan, de l'intersection de l'axe secondaire et du plan décrit par le centre optique de l'objectif quand la lunette pivote autour de cet axe. Soit  $S_1'$  la projection sur le même plan, d'un signal établi à la surface. Soit  $P_1 P_2$  l'intersection avec le même plan du plan décrit par la lunette lorsqu'elle pivote autour de l'axe secondaire.

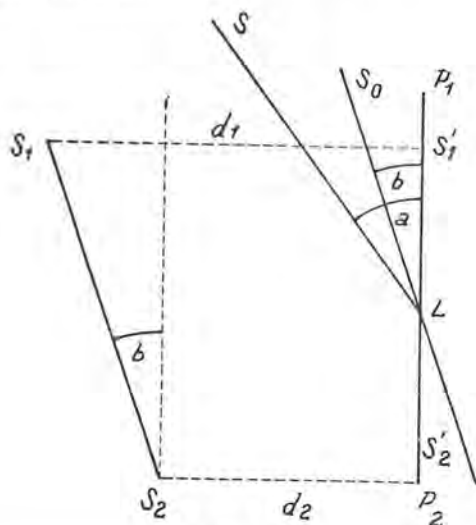


Fig. 5.

En pointant au moyen du micromètre successivement les deux images  $S_1$  et  $S_2$ , on obtient par différence des lectures la quantité  $d_1 - d_2$ . Connaissant la valeur angulaire d'une division du micromètre correspondant à la distance entre les signaux et la lunette, on pourra calculer l'angle  $b$ . L'angle  $a$  s'obtiendra par des pointés micrométriques sur le signal  $S$ . D'où l'on déduit l'angle  $a - b$ . En réalité cet angle est obtenu en faisant des lectures dans deux positions symétriques de la lunette et en combinant les lectures.

Connaissant l'azimut de la direction  $SL$ , on en déduit l'azimut de  $S_0 L$ , c'est-à-dire de  $S_1 S_2$ .

À l'étage considéré, on raccorde les opérations du fond à la direction  $S_1 S_2$  par la méthode de l'alignement, comme il a été exposé à propos du procédé des deux aplombs dans un même puits. Le calcul des angles  $a$  et  $b$  exige la connaissance de la valeur

angulaire d'une division du micromètre focal correspondant aux visées sur les signaux  $S_1 S_2$  et  $S$ . Comme ces distances ne sont en général pas égales, il importe de déterminer la valeur angulaire d'une division du tambour du micromètre pour les tirages de la lunette correspondant aux mises au point des signaux du fond et de la surface.

L'opération à la surface est très simple. Au-dessus de la station, on installe perpendiculairement à la direction  $LS$  une règle sur laquelle on fixe verticalement deux clous à deux mètres de distance environ. Soit  $d$  leur distance exacte et  $D$  la distance du foyer antérieur de la lunette au signal  $S$ . On a :

$$\frac{d}{2} = D \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$$

$\alpha$  représentant l'angle sous lequel la règle est vue à partir du foyer antérieur de la lunette. On en tire :

$$(\alpha)'' = \frac{d}{D \sin 1''}$$

et si  $l$  représente le nombre de divisions du micromètre correspondant aux pointés sur les deux clous, on obtient :

$$1 \text{ division de micromètre} = \frac{(\alpha)''}{l}$$

La détermination de la valeur angulaire d'une division de micromètre correspondant aux signaux  $S_1$  et  $S_2$  se fait en utilisant comme repères les signaux eux-mêmes et en tournant le micromètre de  $90^\circ$  dans sa monture. Connaissant la distance  $S_1 S_2$ , la hauteur  $H$  du foyer antérieur de l'objectif au-dessus des signaux  $S_1 S_2$  et le nombre de divisions du micromètre correspondant aux pointés sur les signaux du fond, on calcule la valeur angulaire comme plus haut.

Remarquons que si l'on a disposé l'instrument de mesure à la surface de façon que l'angle  $b$  ne dépasse pas  $10'$ , il suffira de connaître  $H$  à un mètre près.

L'expérience montre que ce procédé donne une précision de l'ordre de  $\pm 5''$  sur des signaux situés à 1,50 m de distance à 500 m de profondeur. C'est une précision comparable à celle que fournit la méthode des deux aplombs dans un même puits. L'avantage du procédé optique est d'être à l'abri des erreurs des déviations systématiques des aplombs.

Nous estimons que les percements importants doivent être fondés sur les résultats fournis par la méthode des aplombs et la méthode optique. Ces deux méthodes étant fondées sur des principes totalement différents, on pourra faire confiance à des résultats concordants.

#### Calcul des coordonnées de $S_1$ et de $S_2$ .

Les opérations de surface ont permis de déterminer les coordonnées de  $L$  et l'azimut de  $S_1 S_2$ . Il s'agit de calculer les coordonnées de  $S_1$  et  $S_2$ .

On tourne le micromètre de  $90^\circ$  et l'on pointe successivement les signaux  $S_1$  et  $S_2$  (Fig. 6), cercle à gauche et cercle à droite avec calage du niveau d'alidade après chaque pointé. On obtient ainsi les distances zénithales des signaux, d'où les angles  $Z_1$  et  $Z_2$  et les distances  $S_1'L$  et  $LS_2'$ .

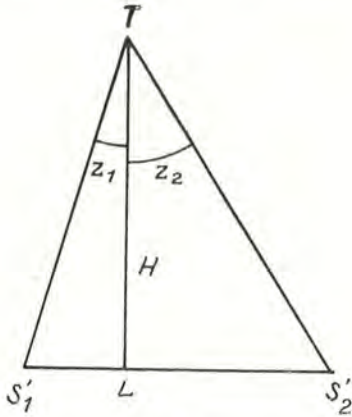


Fig. 6.

Des valeurs de  $S_1'L$ ,  $S_2'L$ ,  $d_1$ ,  $d_2$ , de la hauteur  $H$  et de la valeur angulaire d'une division de micromètre, on déduit les coordonnées de  $S_1$  et  $S_2$ .

La précision de ces déterminations dépend, en majeure partie, de l'horizontalité de l'axe de rotation de la lunette, qui sera nivelé au moyen d'une nivelle de grande sensibilité.

### Méthode gyroscopique.

Une méthode nouvelle d'orientation des levés de fond consiste à employer le gyroscope comme « chercheur de méridien ». L'idée d'employer le gyro-

scope comme appareil permettant d'orienter les levés de fond n'est pas nouvelle. Dès 1914, des essais furent effectués, puis repris en 1917 et en 1936 en Allemagne. Malheureusement, la précision obtenue était de l'ordre de 10 minutes d'arc, ce qui est insuffisant. La méthode a été reprise en 1947, dans la Ruhr, sous la direction du Professeur Rellensman en se servant de gyroscopes extrêmement sensibles et, d'après l'auteur, la précision obtenue à la surface et dans le fond est de l'ordre de 1 minute d'arc, précision largement suffisante pour l'orientation des plans de mines et la résolution de la plupart des problèmes que pose l'exploitation minière. Le gyroscope est employé comme « chercheur de méridien », c'est-à-dire que, dans des conditions bien déterminées, l'axe du gyroscope oscille de part et d'autre du plan du méridien, ainsi que l'avait déjà montré Foucault (2).

Si la vitesse de rotation du gyroscope est grande par rapport à la vitesse de rotation de la terre, et si son axe est obligé de rester dans un plan horizontal, ce dernier oscille autour du plan du méridien. Si l'on amortit ce mouvement, l'amplitude des oscillations décroît et l'on peut effectuer de nombreuses mesures en peu de temps.

Des mesures effectuées en Allemagne, aussi bien à la surface que dans le fond, ont permis d'atteindre une précision de  $\pm 1$  minute d'arc. Il semble bien que l'outillage soit très compliqué et que les mesures à effectuer soient délicates. Ce procédé mérite cependant d'être suivi de près car sa précision est pratiquement indépendante de la profondeur à laquelle il est employé.

(2) Léon Foucault. — « Sur une nouvelle démonstration expérimentale du mouvement de la terre fondée sur la fixité du plan de rotation ». - Comptes rendus, Paris, 1852, tome XXXV, p. 421.



# Contribution à l'étude du lavage des charbons au cyclone Driessen

R. TILLE

Assistant à l'Université Libre de Bruxelles.

Travail effectué au Laboratoire de Préparation Mécanique des Charbons et Minerais de l'Université Libre de Bruxelles, sous la direction des Professeurs W. BOURGEOIS et I. de MAGNEE (\*).

*« The cyclone can be characterised by saying that a static washing effect is attained with the help of dynamic forces ».*

(M. G. Driessen.)

## SAMENVATTING

Het artikel vangt aan met enkele beschouwingen aangaande de wasmiddelen van grote dichtheid en de voorstelling van de doelmatigheid van de apparaten. Vervolgens beschrijft de auteur de proeven uitgevoerd op een experimentele cycloon van 75 mm doormeter.

Deze proeven hebben hem er toe gebracht als fundamentele parameters de verhouding tussen de openingen van de cycloon en de dichtheid van het wasmiddel bij de injectie te kiezen.

De studie van deze veranderlijken laat toe op een geschikte wijze de karakteristieken van de « underflow » en « overflow » van het apparaat te bepalen.

Tot besluit steunt de auteur zich op de vorige resultaten om de optimum bedrijfsvoorwaarden van de was-cycloon te bepalen. Ingeval van gebruik van magnetisch medium, toont de proef dat de zone van bevredigende werking tamelijk nauw is.

## RESUME

L'article débute par quelques notions concernant les pulpes denses et la représentation de l'efficacité des installations de lavage des charbons. Ensuite, l'auteur relate les essais effectués sur un cyclone expérimental de 75 mm de diamètre.

Ces essais l'ont conduit à considérer comme paramètres fondamentaux, le rapport des diamètres des orifices du cyclone et la densité de la pulpe à l'injection.

L'étude de ces variables permet de définir commodément les caractéristiques des écoulements d'« underflow » et d'« overflow » de l'appareil.

En conclusion, l'auteur se base sur les résultats précédents pour préciser les conditions de fonctionnement optimum du cyclone laveur. Dans le cas de l'utilisation de médium à la magnétite, l'expérience montre que la zone de marche satisfaisante est assez étroite.

## INTRODUCTION

Nous pensons que le principe du cyclone est trop connu pour nous étendre, outre mesure, sur sa description. Le cyclone laveur, tel qu'il est utilisé actuellement, résulte de la fusion de deux techni-

ques : celle de la centrifugation et celle du lavage aux liqueurs denses.

L'étude du cyclone dépoussiéreur et épaississeur, menée depuis longtemps dans différents pays, devait conduire à la mise au point du lavage aux liqueurs

(\*) Ce travail a pu être réalisé grâce à l'appui financier d'INICHAR.

denses bénéficiant des forces centrifuges énormes qui règnent dans le cyclone.

Il faut bien avouer que la dynamique des pulpes est peu connue et que, par conséquent, il est impossible actuellement de mettre en équation le mouvement des particules de charbon qui se déplacent sur les flancs du cône; néanmoins, on peut dire grosso-modo que la paroi est revêtue d'un lit de lavage et que le cyclone est parcouru par deux tourbillons.

Le premier, autour de l'axe, entraîne par l'overflow les particules de densité plus faible avec une partie du médium.

Le second, sur la paroi conique, entraîne vers la pointe la plus grande partie du médium épaissi et les schistes.

Toutes les études théoriques effectuées à ce sujet donnèrent des résultats assez décevants à cause de la complexité des phénomènes dont le cyclone est le siège. Mais, à vrai dire, la connaissance parfaite du mouvement des pulpes dans un champ rotationnel, apporterait peu de renseignements vraiment utiles du point de vue lavage des charbons.

Que le problème puisse tenter les mécaniciens, quoi de plus naturel? Nous pensons pourtant que la question n'est pas près d'être résolue. Dans ces conditions, l'étude du cyclone ne peut porter que sur des bilans de matière et sur des coefficients d'efficacité empiriques.

C'est à l'ingénieur hollandais M. G. Driessen que revient l'honneur d'avoir donné au cyclone sa place dans l'atelier de préparation mécanique; il fut le premier à en exposer les avantages tant au point de vue du lavage des charbons que de l'épaississement des pulpes.

Nous verrons plus loin que le cyclone laveur est prêt à s'intégrer dans les installations de traitement des charbons par liqueurs denses et que les problèmes restant à résoudre sont des problèmes de récupération des médiums.

Pour tous renseignements au sujet de l'historique de la question, nous renvoyons à la bibliographie (I, II, III, IV et V).

## LES PULPES DENSES

### Mesure de leurs caractéristiques physiques.

Les procédés de sink and float utilisent des médiums formés d'un matériau mis en suspension dans l'eau. Comme on ne connaît pas de méthode d'étude exhaustive des pulpes, on se contente de les définir par les coefficients simples, repris ci-dessous.

#### 1) Nature du matériau utilisé.

La définition de la substance formant la suspension va donner immédiatement les limites d'utilisation de la pulpe correspondante. Dans le tableau suivant, nous résumons les expériences faites à ce sujet (VI).

Matériau	Densité $\delta$	Densité max. d'utilisation de la pulpe
Quartz .....	2,65	1,38
Magnétite .....	5,18	2,08
Ferrosilicium à 15 % ...	6,80	2,50
Galène .....	7,50	2,50
Plomb .....	11,50	5,90

Il est évident qu'avec tel matériau donné, on pourra préparer des suspensions plus denses que celles définies ci-dessus, mais la viscosité de l'ensemble devient prohibitive.

#### 2) Coefficients caractérisant la teneur en solide des pulpes.

a) La densité apparente  $d$ . Nous l'employons généralement.

b) La teneur en solide (en % en poids)  $x$ .

Si  $\delta$  est la densité du matériau, il existe entre  $x$ ,  $d$  et  $\delta$  la relation :

$$x = \frac{d - 1}{d} \cdot \frac{\delta}{\delta - 1}$$

c) La teneur en solide (en % du volume)  $X$ . On a de même :

$$X = \frac{d - 1}{\delta - 1}$$

#### 3) Granulométrie du médium.

Les courbes granulométriques sont dressées par tamisage pour les grains supérieurs à 74  $\mu$  et par décantation pour les autres. Pour être précis, il faudrait présenter la courbe granulométrique jusqu'aux grains de 5  $\mu$  mais, en réalité, comme un médium tend à se polluer après un certain temps d'utilisation et que les fines contiennent une partie de minerai broyé, on se contente généralement de donner le pourcentage en poids de grains de dimensions inférieures à 200 mesh Tyler. Le médium à la magnétite que nous avons utilisé était caractérisé par 75 %, passant à ce tamis.

#### 4) Courbes de décantation.

Une suspension de densité  $d_0$  connue est versée dans une burette et on repère le mouvement de la zone décantée et du sommet de la zone épaissie au fond du tube. Cette mesure peut parfois devenir délicate si le médium de départ est très dilué.

On représente les résultats graphiquement en portant le temps en abscisses et les niveaux considérés, en ordonnées. Si l'on travaille avec des densités  $d_0$  variables, mais dans les mêmes conditions expérimentales pour tous les autres facteurs, la densité du produit tassé au fond de l'éprouvette atteint asymptotiquement la valeur  $d_M$  constante. Cette valeur est de 5,0 pour le médium de nos essais.

À propos des courbes de décantation, nous voudrions émettre quelques considérations sur les lits

de lavage; ce qui suit est valable aussi bien pour le sink and float dans un bac statique que pour le traitement au cyclone.

Si, à un instant  $t$ , on représente la variation de densité le long d'un lit de pulpe en décantation, on trouve l'allure de la figure 1. La courbe présente deux paliers dont le premier correspond à la zone en décantation proprement dite et le second, à la zone en tassement. Sur une assez grande hauteur, la densité du médium reste constante et vaut  $d_0$ . La partie tassée a une densité proche de  $d_M$ . Au cours du temps, seule la position des paliers C et D varie, les verticales A et B restant inchangées.

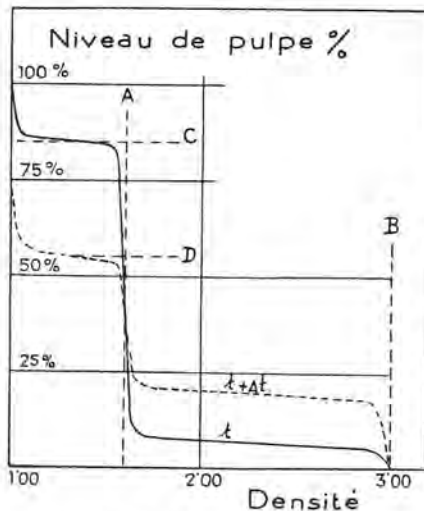


Fig. 1. — Courbes de décantation.

On peut en déduire que, si des particules de charbon sont placées sur un lit de magnétite de densité  $d_0$ , cette densité se trouve maintenue, s'il y a décantation du lit.

##### 5) Les mesures de viscosité.

Pour mesurer la viscosité des suspensions denses, on utilise un appareil spécial, nommé consistomètre.

Un agitateur de laiton maintient une turbulence suffisante dans un réservoir pendant que l'on mesure le temps d'écoulement d'une certaine quantité de matière par un tube fin. Entre la viscosité et le temps d'écoulement  $T$ , il existe la relation :

$$\eta = k \cdot T \cdot d_0 \quad (1)$$

la constante  $k$  est déterminée par étalonnage au moyen de solutions de glucose dans l'eau.

L'utilisation de la formule (1) conduit à des résultats approchés et repose sur les deux hypothèses suivantes :

- 1) L'écoulement est laminaire et l'on peut négliger l'énergie cinétique résiduelle.
- 2) La viscosité ne dépend pas de la vitesse d'écoulement.

Ceci revient à supposer que la matière se comporte comme une substance fluide visqueuse et non plastique. (Rappelons qu'une substance est dite plastique quand la déformation est fonction à la fois de la sollicitation et de sa vitesse d'application.)

Quel que soit le domaine de validité des hypothèses précédentes, le coefficient ainsi défini peut rendre des services dans la comparaison des médiums et l'étude de leur comportement physique macroscopique.

Pour obtenir des mesures de viscosité reproductibles, il est nécessaire de suivre des normes bien précises dans la construction et l'utilisation des consistomètres. Nous renvoyons, à ce sujet, aux ouvrages spécialisés (VI et VII).

### Définition de l'efficacité d'une épuration des charbons.

La question de la représentation des résultats d'une épuration fut longtemps controversée, chaque expérimentateur ayant pris l'habitude de définir ses propres coefficients, ce qui rendait la comparaison de leur essais assez délicate et très aléatoire.

Ces dernières années, sous l'impulsion de K.F. Tromp et à la suite des travaux du Cerchar en France (VIII, IX, X et XI), est apparu un nouveau système, très élégant, permettant de définir les caractéristiques d'un essai avec beaucoup de précision.

Nous reprenons ci-dessous les principales conclusions des travaux français.

- 1) Courbe caractéristique du produit traité (courbe de lavabilité).

La définition des courbes de lavabilité est connue depuis longtemps et nous n'y reviendrons pas. Remarquons simplement que, lors du lavage par liquide dense, la densité des particules de charbon apparaît comme paramètre fondamental. Il faut donc porter en diagramme les poids cumulés en fonction des densités, et non pas des teneurs en cendres. Cette seconde courbe est très utile pour le calcul des bilans économiques, mais sans intérêt pour ce qui nous occupe.

- 2) Courbe caractéristique de l'épuration (courbe de partage).

La courbe de partage donne, en abscisses, les densités et, en ordonnées, la proportion du poids de la tranche élémentaire de densités comprises entre  $d$  et  $d + \Delta d$ , qui passe dans les schistes. (Les pourcentages s'entendent par rapport au brut.) Pour chaque lavage, on peut donc dessiner une courbe comme celle de la figure 2.

On appelle densité de partage, et on note  $d_p$ , la densité qui correspond à l'ordonnée 50 %.

L'écart probable moyen est défini comme suit :

$$E_{pm} = 0.5 A'B'$$

On objectera que le dessin de la courbe de partage est délicat à cause de l'imprécision existant sur la position des points expérimentaux; c'est la raison pour laquelle il est utile d'anamorphoser ces courbes en droites, comme le préconisait d'ailleurs déjà M. Terra en 1959. Le tracé de la droite moyenne se faisant avec précision, il est facile de lire les valeurs de  $d_p$  et de  $E_{pm}$ .

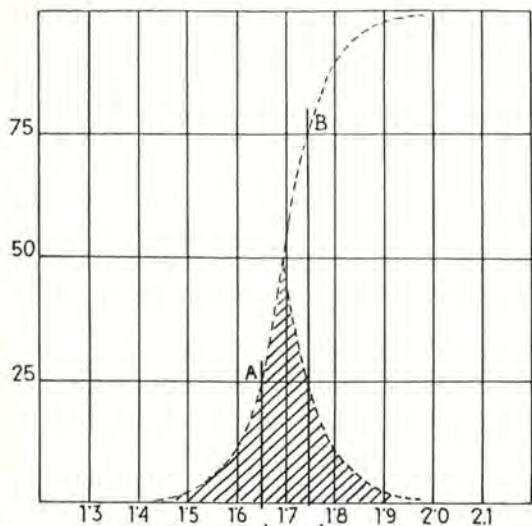


Fig. 2. — Courbe de partage.

Cette anamorphose se fait en portant, en ordonnées, la fonction de Gauss :

$$y = \frac{1}{(2\pi)^{1/2}} \int_{-\infty}^x \frac{e^{-\frac{x^2}{c}}}{c} dx \quad (2)$$

et, en abscisses, une fonction qui vaut :

log (d - 1) pour les bacs à piston,  
 log d pour les tables pneumatiques,  
 d pour le cas du cyclone.

Dans ces deux premiers cas, la loi de partage est dite logarithmico-normale et, dans le troisième, simplement normale.

Des études, faites en France, ont montré que la courbe de partage ne dépend pas du charbon traité, du moins dans la zone de réglage convenable de l'appareil laveur. Cette constatation fut faite, notamment par M. G. Driessen et P. Belugou, au sujet du cyclone; c'est dire tout l'intérêt qui s'attache à ce mode de représentation.

**Remarques.**

1. — On trouvera dans les anciennes publications la notion d'écart probable remplacée par celle de « surface de Tromp »; c'est la surface hachurée dessinée sur la figure 2.

On peut montrer que, si la courbe de répartition est normale, il existe, entre la « surface de Tromp S » et l'écart probable, la relation :

$$S = 1,185 E_{pm}$$

L'unité de surface est un rectangle qui a, comme côtés respectifs, l'unité des abscisses et l'unité des ordonnées.

2. — Outre les deux paramètres E et d<sub>p</sub>, certains auteurs utilisent également un autre coefficient appelé Imperfection et défini comme suit :

$$I = \frac{E_{pm}}{d_p - 1} \quad (3)$$

Ce coefficient serait caractéristique de l'installation d'épuration utilisée. En d'autres termes, un même appareil, lavant des charbons à des densités de partage différentes, donnerait un réseau de courbes logarithmico-normales, définies par un coefficient I constant. En réalité, le coefficient qu'il faudrait envisager, dépend de la forme d'anamorphose des courbes de partage, ce qui rend assez aléatoire la comparaison des efficacités de différents appareils.

5. — Efficacité économique de l'épuration :

Soit L, le poids en % de lavé à c % de cendres, donné par le lavage réel et, soit L', le poids en % de lavé à c % de cendres, qui serait donné par un lavage parfait.

On appelle rendement organique, le rapport :

$$\frac{L}{L'}$$

Il a un grand intérêt pour l'appréciation des performances économiques d'un lavoir, mais peu de valeur pour comparer des essais expérimentaux faits à petite échelle sur un nouveau procédé, aussi nous sommes-nous borné à la comparaison des densités de partage et des écarts probables.

**Travaux du Laboratoire des Staatsmijnen de Hollande.**

La plus grande partie des résultats obtenus en Hollande fut publiée par M. G. Driessen (II). Les Hollandais utilisaient des pulpes très variées comme le loess, la barytine et les pyrites grillées.

Dès le début, les essais menés avec des cyclones de 200 et de 350 mm furent encourageants; à titre d'exemple, le tableau suivant donne quelques caractéristiques des tests préparatoires et, afin d'avoir un terme de comparaison précis, nous avons transformé en écarts probables les « surfaces de Tromp ».

**Résultats obtenus avec un cyclone de 200 mm (médium : pyrites grillées) (II, page 8)**

Densité des pulpes	Densité de partage	Ecart probable
1,54	1,90	0,071
1,40	1,79	0,055
1,51	1,65	0,067
1,24	1,55	0,045
1,19	1,47	0,042

Driessen a également étudié la variation de rendement organique avec l'écart probable; il fit remarquer que la précision de coupure importait surtout à de basses densités de partage et que, conséquemment, le cyclone se justifiait pour la prépara-

Pour ce qui concerne la définition des rendements de lavage, nous renvoyons au substantiel rapport d'Inchar sur les travaux de la Conférence Internationale de Paris en 1950 - XII.

tion des charbons très purs. L'appareil installé à la mine Maurits traite les granulométries comprises entre 0,5 et 8 mm, avec un bon rendement. La raison de criblage est donc d'environ 15 sans que l'efficacité du lavage en soit diminuée.

Les articles de Driessen ne donnent aucun renseignement sur la variation des « surfaces de Tromp » en fonction du réglage des orifices; vraisemblablement, seuls les meilleurs résultats se trouvent consignés dans les publications, tous les tâtonnements étant passés sous silence.

### Travaux entrepris en France par le Cerchar (XII, XIII et XIV).

Les essais effectués en France, aux laboratoires de Villers-St-Paul ainsi qu'à Göttelborn, permirent d'éclaircir d'une façon plus précise certains aspects du comportement du cyclone laveur.

L'étude porta successivement sur un cyclone de 150 mm, puis sur une installation semi-industrielle avec cyclone de 350 mm. Les médiums choisis étaient le schiste ou la barytine.

Après que l'on eut débrouillé l'influence d'une série de paramètres et réalisé des performances se rapprochant de celles obtenues par Driessen, un plan pilote fut installé au lavoir Rousseau du groupe de Valenciennes. L'unité permettra, vraisemblablement, de tirer au clair certains points concernant la récupération des médiums ainsi que le prix de revient.

Les imperfections de lavage I sont de l'ordre de 0,04 à 0,06 et le rendement organique devient très proche de 100 %. Les ingénieurs du Cerchar estiment qu'il est possible de traiter au cyclone les produits de granulométries comprises entre 0 et 25 mm, mais que la présence de très grosses particules gêne le lavage des fines; il est donc préférable d'utiliser deux cyclones en parallèle pour laver séparément le 0-10 et le 10-25 mm.

## CONCLUSIONS

Les extraits de publications qui précèdent nous montrent qu'il existe, actuellement, deux tendances concernant le réglage du cyclone laveur :

### Ecole Française :

Selon les techniciens du Cerchar, pour un médium à la barytine ou au schiste, les résultats les plus intéressants sont obtenus lorsque la densité de partage est très proche de la densité du médium injecté. Dans ces conditions, le cyclone ne travaille plus en épaisseur, c'est-à-dire que les densités apparentes des produits de l'overflow et de l'underflow sont voisines. Le médium utilisé pour ces essais avait une finesse telle que 95 % du produit passait au tamis de 300 mesh Tyler.

### Ecole Hollandaise :

Les Staatsmijnen obtinrent de très bons résultats, même avec des cyclones travaillant encore légèrement en épaisseur; nous renvoyons au tableau que nous avons repris, lors de la relation de leurs essais.

Il est utile de préciser, à cet égard, que ces chiffres ont trait à un matériau pour médium de densité plus haute que celle de la barytine.

### Essais faits à l'Université Libre de Bruxelles.

Le laboratoire de Préparation Mécanique des Charbons et Minerais de l'Université dispose d'un cyclone (Fig. 5). Les suspensions denses sont introduites dans un cylindre à parois épaisses, que l'on voit surmontant le cyclone. La pression nécessaire à la mise en charge est fournie par un compresseur débitant dans un réservoir pour assurer le volant indispensable.



Fig. 3. — Cyclone du Laboratoire de l'Université Libre de Bruxelles.

On peut, à son gré, faire varier l'orifice de pointe ainsi que le diamètre du diaphragme commandant l'écoulement de l'overflow.

Pour nos essais, nous disposons des ajutages suivants :

Pointe (diamètre) :	5,1	6,8	8,6	9,2	mm
Diaphragme » :	8,3	9,8	13,0	15,8	mm

Le diamètre de la partie cylindrique du cyclone est de 75 mm et l'angle au sommet, de 24°.

Notre Laboratoire sera bientôt doté d'une nouvelle unité, travaillant en circuit fermé, dont l'injection de pulpe se fera par une pompe à sable Allis-Chalmers et qui nous permettra d'étudier l'influence de certains paramètres tels que : diamètre du cyclone, diamètre de l'orifice d'injection, forme du diaphragme, etc..., toutes caractéristiques restées constantes lors de nos essais.

Le charbon utilisé nous fut fourni par les Charbonnages d'Hensies-Pommerœul, Unis de l'Ouest de Mons, Marihaye et des Liégeois en Campine (Zwartberg). Nous remercions tout particulièrement les Charbonnages de Bonne-Espérance à Lambusart, à qui nous devons notre approvisionnement en magnétite broyée.

Le cyclone de l'Université a déjà fait l'objet d'une publication (XV).

Nous avons essayé avec notre installation de mettre en évidence l'influence des différentes variables qui définissent le fonctionnement du cyclone laveur; toutes nos mesures furent faites en tenant compte de la note du Cerchar concernant la représentation des résultats d'une épuration. C'est dire que notre but pour cette première étude fut des plus modestes.

D'autre part, la question de la similitude n'étant pas encore tranchée pour le fonctionnement du cyclone, nos résultats ne sont peut-être pas généralisables aux plus grandes installations; malgré tout, nous pensons que l'allure des phénomènes se trouvera conservée et que les rendements pourront être améliorés si l'on passe au cyclone de plus grand diamètre. C'est du moins ce qu'ont démontré des essais très complets faits à l'étranger.

### Nature du médium.

Tous nos essais de lavage des charbons furent faits en utilisant la magnétite comme médium; l'étude des autres suspensions: loess, schiste, barytine, etc..., fut complètement négligée. Notre choix a été dicté par deux raisons:

1) Les procédés modernes de lavage par sink and float (Link-Belt, Cyanamid, Humboldt, Wemco, etc...) utilisent uniquement la magnétite pour la composition de leurs médiums. C'est en effet, avec le ferrosilicium, plus coûteux, le seul matériau susceptible de régénération complète par le passage au séparateur magnétique.

Les substances telles que le schiste ou la barytine voient leurs propriétés gravifiques évoluer d'une façon continue à cause de la pollution par les schlamms, la viscosité augmentant de plus en plus pour une même densité de séparation.

Les cyclones laveurs étant destinés à être branchés sur des installations de lavage par liqueurs denses déjà existantes, il en résulte que l'utilisation du même médium permettra une heureuse unification des lavoirs modernes.

2) L'application la plus intéressante du cyclone laveur est évidemment le traitement des plus fines granulométries (0-10 mm); il faut donc songer à faire les séparations médium-schiste et médium-charbon autrement que par tamisage. La magnétite s'impose donc encore.

Différents constructeurs, comme Frazer and Chalmers d'Angleterre et Western Machinery Co d'Amérique, mettent au point, à l'heure actuelle, de petites installations de récupération et de régénération des médiums magnétiques. L'Université de Bruxelles vient de faire l'acquisition d'un groupe de ce type pour le Laboratoire de Préparation Mécanique.

Nous ne prétendons pas que les essais qui furent menés en utilisant d'autres médiums ont été faits en pure perte; ils donnent des renseignements précieux sur la dynamique du cyclone. Toutes les raisons que nous avons exposées ci-dessus font néanmoins apparaître que la préférence doit être donnée à l'étude des suspensions magnétiques.

Dans les pages qui suivent, nous montrerons que certaines des conclusions obtenues en France concordent avec celles de nos expériences alors que d'autres, par contre, sont totalement différentes

### La marche en similitude de cyclones semblables.

Dans notre petite installation, le débit de charbon peut atteindre de 0,2 à 0,5 t/h avec une dilution de 10 % environ. Il est difficile de définir exactement la notion de similitude de marche de deux cyclones.

Considérons des cyclones traitant la même pulpe; il nous semble assez logique de prendre, comme critère, la variation selon le rayon du cône de l'accélération appliquée à une particule de masse unitaire. Nous écrivons:

$$\frac{\Delta\gamma'}{\Delta r'} = \frac{\Delta\gamma''}{\Delta r''} = C^{te} \quad (4)$$

$\Delta\gamma$ : variation de l'accélération quand le rayon varie de  $\Delta r$ . Si le rapport de similitude est  $k$ , la constance du rapport (4) exige que l'on ait pour les deux cyclones caractérisés par les indices ' et ''

$$\gamma' = k \cdot \gamma''$$

puisque

$$r' = k \cdot r''$$

ou

$$\frac{v'^2}{r'} = k \cdot \frac{v''^2}{r''}$$

et

$$v' = k \cdot v''$$

ce qui entraîne entre les débits

$$Q' = k^3 \cdot Q''$$

En prenant les chiffres fournis par le Cerchar et Driessen, on peut dresser le petit tableau suivant:

Diamètre du cyclone	Débit du charbon	Origine
75 mm	0,25 t/h	U.L.B.
150 »	2,00 »	Cerchar (XII)
200 »	3,5 »	Driessen (II)
350 »	25,— »	Cerchar (XII)
500 »	70,— »	Cerchar (XII)

On vérifiera facilement que le débit de charbon brut est proportionnel au cube du diamètre du cyclone.

Bien que le calcul précité doive être considéré comme un schéma, il semble licite d'adopter l'accélération du champ de force comme une variable fondamentale.

**La répartition des débits.**

Nos premiers essais eurent pour résultat de faire apparaître une relation existant entre le rapport des débits volumétriques  $Q_1/Q_2$  et le rapport des diamètres des orifices; cela ne donne aucun renseignement immédiat sur l'efficacité du lavage, mais permet de se faire une idée sur la répartition du médium dans le cas des installations industrielles.

Avant de décrire les premiers résultats expérimentaux, nous voudrions attirer immédiatement l'attention sur les limites d'application de nos formules.

l'underflow d'un cyclone surchargé. La viscosité du médium est telle que la nappe fluide a complètement disparu pour faire place à un jet cylindrique épais.

Il existe, bien entendu, toute une gamme d'écoulements entre ces deux extrêmes, la décharge hésitant parfois entre la forme en nappe et la forme cylindrique. Nos formules ne sont valables que pour l'écoulement strictement tourbillonnaire.

Ce domaine est suffisamment étendu pour couvrir le cas de toutes les applications industrielles.

Si l'on porte, sur un diagramme bilogarithmique,



Fig. 4 et 5. — Ecoulement normal et écoulement d'un cyclone surchargé.

La figure 4 représente un cyclone en fonctionnement normal. La nappe de l'underflow prend appui sur la périphérie de l'orifice de pointe et son angle est supérieur à celui du cyclone. L'écoulement de ce type se produit toutes les fois que le cyclone n'est pas surchargé; l'axe du cône est occupé par un filet d'air.

La figure 5 montre, d'autre part, l'écoulement de

le rapport  $Q_1/Q_2$  en fonction de  $D_1/D_2$ , on obtient la figure 6.

La dispersion des résultats s'explique facilement si l'on songe à la difficulté de mesurer des volumes de pulpes importants dans des bacs préalablement gradués.

Ce diagramme nous permet d'affirmer que, dans le domaine du travail courant au cyclone, le rap-

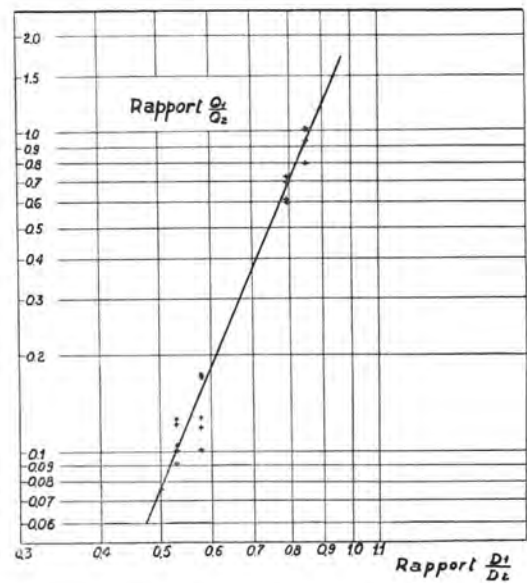
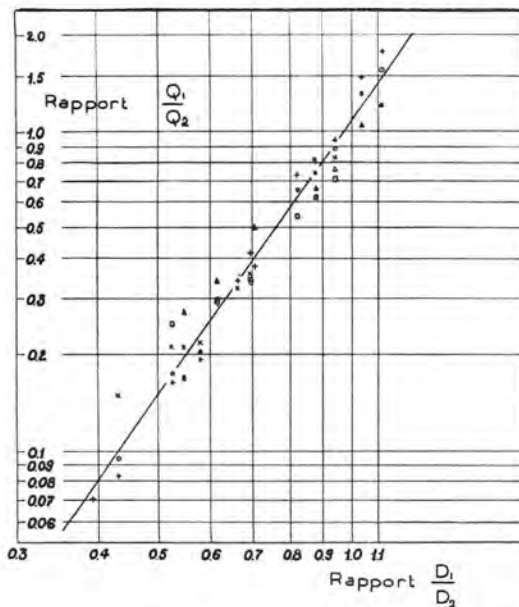


Fig. 6 et 6bis. — Loi de répartition des débits. - Cyclone U.L.B. et cyclone Shamrock Miac.

port  $Q_1/Q_2$  ne dépend pas de la densité du médium d'alimentation; il ne varie qu'avec le rapport des diamètres des orifices. La pente de la droite correspond à l'exposant 5.

Nous écrirons donc :

$$\frac{Q_1}{Q_2} = k \cdot \left( \frac{D_1}{D_2} \right)^3 \quad (5)$$

La décharge inférieure de notre cyclone étant libre et le diaphragme surmonté d'un coude et d'un morceau de tuyau, nous considérons le coefficient  $k$  comme un coefficient de contraction qui affecte le diamètre  $D_2$ :

$$\text{soit : } \frac{Q_1}{Q_2} = \left( \frac{D_1}{\alpha D_2} \right)^3 \quad (6)$$

avec  $\alpha = 0,96$ .

Nous ne prétendons pas que, pour tous les cyclones industriels, les formules précitées restent valides; il suffit, en effet, que la conicité des ajutages de pointes ne soit pas rigoureusement constante pour voir intervenir des phénomènes perturbateurs dont il est difficile de prévoir les effets. Quoi qu'il en soit, il sera toujours possible, croyons-nous, d'établir une équation caractéristique du genre de celles indiquées ci-dessus.

Dans le même ordre d'idées, nous voudrions citer les résultats d'une belle étude due à T. Frazer, R. L. Sutherland et F. F. Giese (XVI).

Les auteurs travaillaient sur l'installation de la mine Shamrock à Kayford (West Virginia, U.S.A.). Un cyclone de 350 mm y traite des eaux schlammeuses tenant de 6 à 15 % de solides.

Le but de l'étude était de déterminer le diamètre minimum des particules pouvant être récupérées à l'underflow. Bien que les débits volumétriques n'aient pas été notés systématiquement, on peut en calculer le rapport en fonction des teneurs en solide par la formule :

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \frac{x_0 - x_2}{x_1 - x_0} \cdot \frac{1 - x_1 \frac{\delta - 1}{\delta}}{1 - x_2 \frac{\delta - 1}{\delta}}$$

Ce calcul permet de dessiner le diagramme de la figure 6 bis, représentation en tout point semblable à la nôtre.

Les constantes de la droite ne sont pas les mêmes, mais la loi parabolique semble se maintenir.

Nous avons représenté à la figure suivante (Figure 7) le rapport des débits pondéraux en fonction de la densité  $d_0$  pour différents rapports de  $D_1/D_2$ . L'allure de ces courbes est toujours identique, la

courbe commence à croître linéairement, passe par un maximum et diminue ensuite.

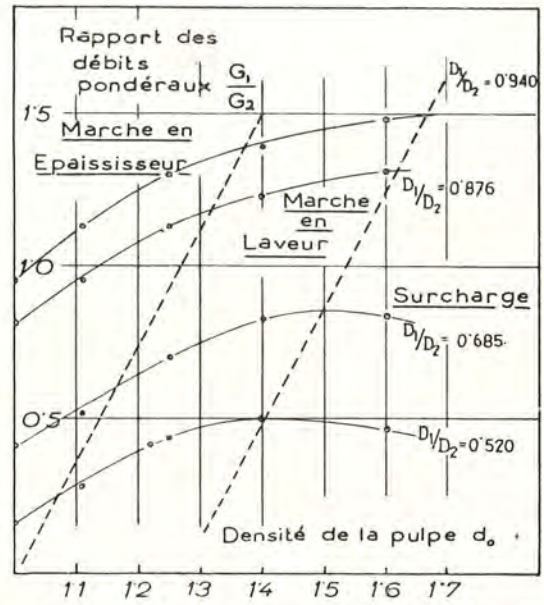


Fig. 7. — Variation du rapport des débits pondéraux.

La position du maximum dépend du rapport des grilles.

Tous nos essais furent faits à la pression d'injection de 1,6 kg/cm<sup>2</sup>, le volume du réservoir d'air comprimé de notre installation ne permettant pas de faire des essais systématiques dans une gamme de pression suffisamment grande. Nous croyons — sans toutefois pouvoir apporter de démonstration définitive — que le rapport des débits volumétriques est quasi indépendant de la pression d'injection.

Au cours de différents essais de lavage des charbons, l'examen des produits de l'underflow nous conduisit à différentes représentations essentielles quant au fonctionnement du cyclone.

La figure 8 montre la variation de la densité de l'underflow en fonction de  $D_1/D_2$ , pour différentes

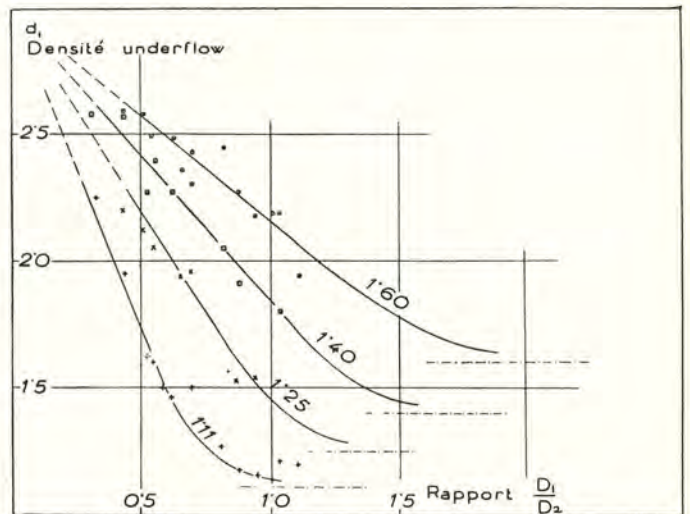


Fig. 8. — Variation de la densité de l'underflow avec le rapport des diamètres des orifices et la densité du médium injecté.



valeurs de  $d_o$ . La variation de  $d_1$  est d'autant plus rapide que  $d_o$  est plus réduite; pour des valeurs basses de  $D_1/D_2$ ,  $d_1$  tend vers une constante qui peut être prise égale à  $d_M$  définie plus haut. Si  $D_1/D_2$  est suffisamment élevé,  $d_1$  tend vers  $d_o$ .

L'interprétation mathématique des courbes précédentes est facile. Si le diamètre de la pointe est assez grand, l'overflow ne contient plus que de l'eau, c'est-à-dire que le cyclone travaille avec un rendement d'épaississement de 100 %.

Dans ces conditions, les deux équations, vérifiées à priori :

$$Q_1 \cdot d_1 + Q_2 \cdot d_2 = Q_o \cdot d_o$$

$$Q_1 + Q_2 = Q_o$$

combinées à l'équation expérimentale (6), permettent d'écrire :

$$d_1 = d_o + (d_o - 1) \left( \frac{\alpha D_2}{D_1} \right)^3 \quad (7)$$

Conformément aux expériences faites et représentées ci-dessus, nous poserons que, pour les petites valeurs de  $D_1/D_2$ ,  $d_1$  varie linéairement en décroissant à partir de  $d_M$ .

Comme équation représentative, nous choisirons la droite, issue du point (o,  $d_M$ ) et tangente à la courbe (7) en un point que nous appellerons point critique.

$$\left( \frac{D_1}{D_2} \right)_{cr} = \alpha \left[ \frac{4 (d_o - 1)}{d_M - d_o} \right]^{1/3} \quad (8)$$

$$d_1 = d_M - f(d_o) \frac{D_1}{\alpha D_2}$$

avec  $f(d_o)$  fonction de  $d_o$  seule

$$f(d_o) = 3 (d_o - 1) \cdot \left[ \frac{d_M - d_o}{4 (d_o - 1)} \right]^{5/4} \quad (9)$$

Nous verrons plus loin l'utilité de ces formules pour le réglage du cyclone laveur.

### Forme de la courbe de partage et conséquences à en tirer au point de vue du réglage.

Nous indiquons, dans le tableau ci-après, les caractéristiques d'un essai effectué avec un produit des Charbonnages de Marihay.

#### Essai 1.

- Dilution du charbon en poids ..... 10 %
- Densité de la pulpe à l'injection ... 1,5 kg/l
- Rapport des diamètres  $D_1/D_2 = \dots$  0,695
- Pression d'injection ..... 1,6 kg/cm<sup>2</sup>
- Rendement pondéral en lavé ..... 70 %
- Granulométrie du produit brut ... 1,50 à 0,10 mm

Tableau des résultats pour les grains de 1,50 à 0,52 mm.

Dens.	Lavé %	Lavé % brut	Schiste %	Schiste % brut	Brut rec.	Brut réel	u
1,50	52,60	22,80			22,80	22,20	0
1,40	50,40	35,30			35,30	39,60	0
1,50	9,14	6,39	0,29	0,09	6,48	5,42	1,59
1,60	5,37	5,76	0,49	0,15	5,91	5,70	5,84
1,70	2,17	1,52	1,63	0,49	2,01	3,02	24,40
1,80	0,48	0,54	6,87	2,06	2,40	2,50	86,00
1,90	0,07	0,04	11,55	5,46	5,51	1,92	98,70
2,00			9,55	2,80	2,80	2,28	100.—
2,10			15,72	4,72	4,72	4,10	
			55,80	16,15	16,15	15,30	

La courbe de partage, construite à partir de ces chiffres, montre que l'épuration est très bien faite (Fig. 9, courbe A). Si l'on dispose, en ordonnées, les valeurs de la fonction de Gauss, la courbe précédente s'anamorphose en une droite.

de dimensions 0,50 à 0,28 mm (courbe B). Les deux courbes représentatives sont à peu près confondues.

Essais II et III (Charbons d'Hensies-Pommerœul).

Dilution du charbon en poids ..... 7 %

Densité de la pulpe à l'injection ... 1,5 kg/l

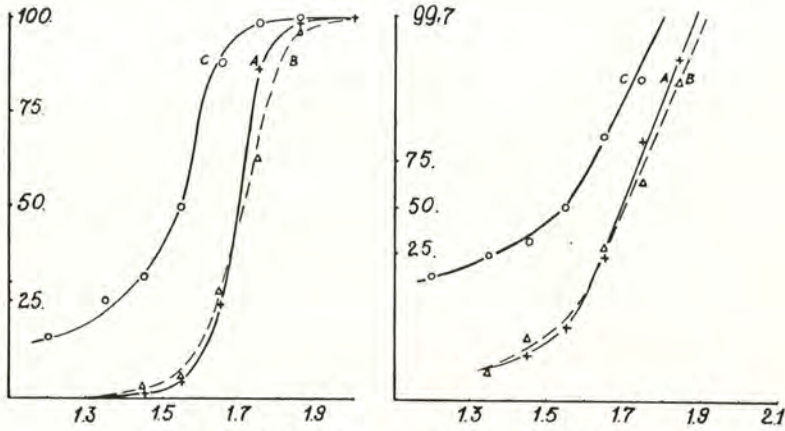


Fig. 9. — Courbes de partage (charbons de Marihay).

Cette anamorphose permet de lire avec précision les valeurs des coefficients caractéristiques :

$$d_p = 1,695$$

$$E_{pm} = 0,038.$$

A titre indicatif, nous donnons encore sur la même figure la courbe de partage pour le charbon

Rapport des diamètres  $D_1/D_2 = \dots 0,935$   
Pressions d'injection :

(Essai II) ..... 1,2 kg/cm<sup>2</sup>  
(Essai III) ..... 1,8 kg/cm<sup>2</sup>

Rendements pondéraux en lavés ... 67 à 68 %

Granulométrie du produit brut ... 1,50 à 0,10 mm

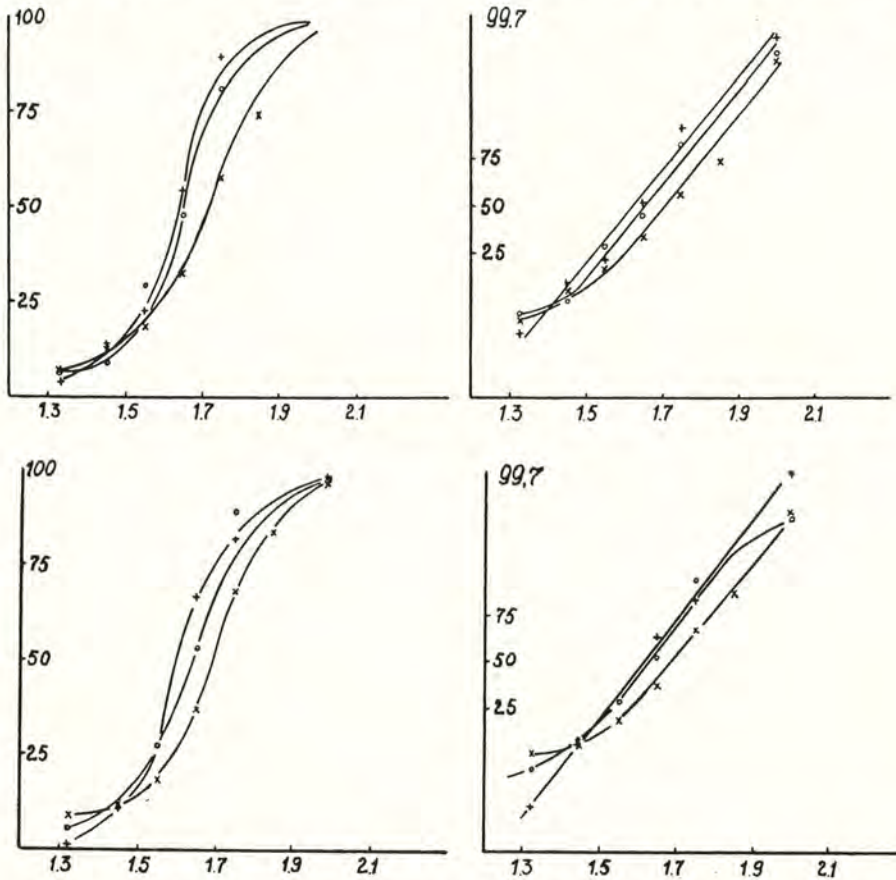


Fig. 10 et 11. — Courbes de partage (charbons d'Hensies Pommerœul).

+ Catégorie 0,52 à 1,50 mm;    ○ Catégorie 0,28 à 0,52 mm;    × Catégorie 0,12 à 0,28 mm.

Les calculs ne sont pas détaillés ici, mais nous indiquons aux figures 10 et 11 les courbes de partage et les courbes anamorphosées représentant ces essais; on constate que le lavage reste effectif jusqu'à des dimensions de l'ordre de 0,10 mm, soit avec un rapport de criblage de 15.

La forme des courbes de partage donne de précieuses indications sur la valeur des essais et sur la façon dont il faut régler le cyclone pour améliorer les résultats.

La courbe C de la figure 9 est relative à un essai assez mauvais : la comparaison avec la courbe de partage correcte montre qu'une trop grande partie du charbon a été entraînée dans les schistes. Le remède consiste à augmenter le diamètre du diaphragme.

La question sera reprise au paragraphe traitant de l'influence du réglage des ouvertures sur les rendements.

### Variation de la densité de partage et de l'écart probable avec le rapport $D_1/D_2$ .

Il est parfaitement justifié de prendre les coefficients  $d_p$  et  $E_{pm}$  comme variables fondamentales pour notre étude.

Rappelons en effet que les courbes de partage ne dépendent pas du charbon traité, si elles sont bien normales ou logarithmico-normales; donc, chaque fois qu'un essai de lavage a été bien mené, ces paramètres sont univoques pour en représenter les résultats. Les rendements pondéraux, par exemple, varieront pour des charbons différents traités à la même densité de partage.

Pour comprendre le fonctionnement du cyclone laveur, il faut tenir compte de deux phénomènes dont la composition donne la clef du réglage de l'appareil :

- 1) Le lit de magnétite sépare le produit brut en deux fractions comme dans un bac statique; le

schiste tend à gagner la paroi du cyclone et le charbon se dirige vers l'axe.

- 2) Le choix des ouvertures règle les débits de matière s'écoulant par l'underflow et l'overflow.

Le réglage parfait consiste à permettre la sortie par le diaphragme de tout le produit lavé; les remarques précédentes nous feront comprendre que, si l'on fait varier le rapport  $D_1/D_2$  de façon continue, on se trouvera successivement dans trois zones :

- a)  $D_1/D_2$  petit. Le débit de l'underflow est trop faible pour entraîner tout le schiste préparé dans le lit de magnétite; la densité de partage est anormalement élevée et l'écart probable, inacceptable. Lavage mal fait.
- b)  $D_1/D_2$  moyen. Le rapport des débits est tel que l'évacuation des charbons et des schistes se fait avec précision et sans égarés; la densité de partage et l'écart probable sont acceptables et le lavage, bien fait.
- c)  $D_1/D_2$  grand. Le débit de l'overflow est trop réduit pour éliminer le charbon préparé dans le lit de magnétite; la densité de partage est anormalement basse et l'écart probable, inacceptable. Lavage mal fait.

A la limite, il existe, nous l'avons vu, un rapport  $D_1/D_2$  tel que, pour cette valeur, toute la matière solide se trouve rejetée dans l'underflow; dans ce cas, la densité de partage est égale à l'unité. Le cyclone marche en débourbeur et, comme aucun lavage n'a lieu, nous poserons que l'écart probable est infini. Cette convention est justifiée par le fait que l'écart probable croît d'une façon continue, dès que l'on se rapproche du rapport critique.

Les deux figures 12 et 15 donnent le résultat d'essais faits sur un grand nombre de charbons; elles permettent de tirer les conclusions suivantes :

- 1) Plus la densité du médium utilisé diminue, plus le domaine de réglage de  $D_1/D_2$  diminue également.
- 2) Le fonctionnement devient instable dès que l'on se rapproche du rapport critique des orifices, la courbe des densités de partage étant quasi verticale.

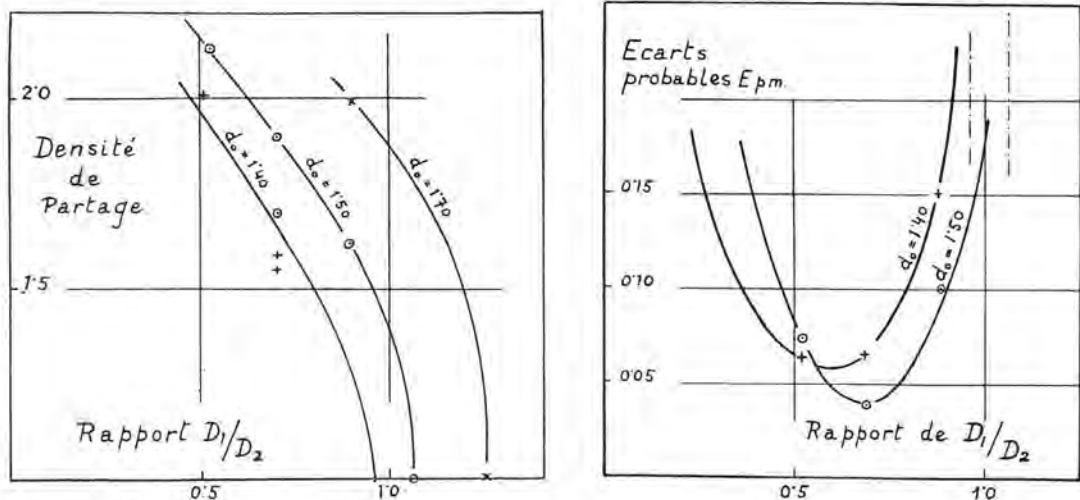


Fig. 12 et 15. — Variation de la densité de partage et de l'écart probable avec le rapport des orifices.

3) L'écart probable minimum est donné par un rapport  $D_1/D_2$ , valant environ 0,7 fois la valeur critique.

**Influence de la nature du médium.**

La formule déjà utilisée (8) va nous permettre de tirer une conclusion importante pour la comparaison des médiums: nous l'avons traduite en diagramme à la figure 14.

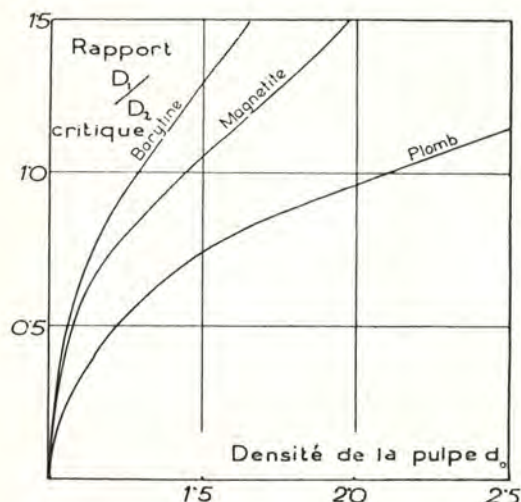


Fig. 14. — Influence de la nature du médium.

Le réglage du cyclone en appareil laveur implique, nous l'avons vu, que le rapport des diamètres reste compris entre 0 et une valeur critique qui dépend de  $d_0$  et de  $d_M$ , donc de la nature du médium utilisé. Le diagramme montre que la zone de réglage est plus resserrée pour un médium au plomb ou à la magnétite que pour un médium à la barytine.

Les techniciens français préconisent une densité  $d_0$  d'environ 1,45 et un rapport des orifices de 1: notre graphique montre qu'il nous est impossible de travailler dans les mêmes conditions car nous tombons au delà du point critique.

La marche de notre cyclone devra donc être conduite en tolérant un certain épaissement du médium parallèlement au lavage. Les diagrammes 12 et 13 montrent d'ailleurs que l'écart probable reste encore acceptable si la différence  $d_p - d_0$  atteint 0,5.

**CONCLUSIONS**

Comme nous l'écrivions au début de cet article, nous n'avons pas la prétention d'extrapoler à toutes les installations expérimentales existantes, les résultats consignés ci-dessus; mais, nous pensons qu'il faut du moins attirer l'attention sur les trois points suivants :

1 — Les réglages du cyclone font apparaître l'existence d'une loi des débits de la forme :

$$\frac{Q_1}{Q_2} = k \cdot \left( \frac{D_1}{D_2} \right)^x$$

les coefficients  $k$  et  $x$  pouvant être considérés comme des constantes, dans notre cas.

2. — A partir de cette équation, il est possible de définir des éléments critiques et, notamment, un rapport  $(D_1/D_2)_{er}$  qui fixe le début de la marche du cyclone en épaisseur. Cette valeur dépend de la loi du 1. —

3. — La clef du fonctionnement du cyclone en laveur, pour des rapports d'ouvertures compris entre 0 et  $(D_1/D_2)_{er}$ , est donnée par des graphiques analogues à ceux repris aux figures 12 et 13, et qui sont fondamentaux pour prédire les résultats d'un essai.

Ces diagrammes peuvent être considérés comme de véritables courbes caractéristiques du cyclone, et une étude complète doit avoir pour but de les relever avec précision.

**Notations utilisées.**

- $\alpha$  Coefficient de contraction  $\alpha = 0,96$ .
- $\gamma$  Accélération due à la force centrifuge  

$$= \frac{v^2}{r}$$
- $d$  Densité apparente des pulpes en kg/litre.
- $\delta$  Densité du matériau utilisé pour faire des pulpes.
- $d_p$  Densité de partage.
- $D$  Diamètre de la pointe ( $D_1$ ) ou du diaphragme ( $D_2$ ), du cyclone.
- $E_{pm}$  Ecart probable moyen en kg/litre.
- $G$  Débits pondéraux en kg/sec.
- $\eta$  Viscosité apparente d'une pulpe dense.
- $I$  Imperfection de lavage  $I = \frac{E_{pm}}{d_p - 1}$  (convention Cerchar).
- $k$  Constante — constante d'homothétie de 2 cyclones.
- $L$  Rendement pondéral en lavé (en %). Lavage réel à  $c$  % de cendres.
- $L'$  Idem. Lavage parfait qui donnerait aussi  $c$  % de cendres.
- $Q$  Débit volumétrique en litres/sec.
- $r$  Rayon quelconque dans le cyclone.
- $S$  Surface de Tromp.
- $u$  Ordonnée de la courbe de partage.
- $v$  Vitesse d'une particule au rayon  $r$  du cyclone.
- $x$  Teneur en solide des pulpes (en % en poids).
- $X$  Teneur en solide des pulpes (en % en volume).

**Indices.**

- o Caractérise l'injection au cyclone.
- 1 » la pointe du cyclone.
- 2 » le diaphragme du cyclone.
- er » les éléments critiques du cyclone.

## BIBLIOGRAPHIE

- i. M. G. *Driessen*. — Un nouveau progrès dans le lavage des charbons par liqueurs denses. - *Revue Universelle des Mines*, Mai 1959.
- II. M. G. *Driessen*. — The Use of Centrifugal Forces for Cleaning Fine Coal. - *Journal of the Institute of Fuel*, Dec. 1945.
- III. M. G. *Driessen*. — The Use of Hydraulic Cyclones as Thickeners and Washers in Modern Coal Preparation. - A.I.M.E. Techn. publication, N° 2135.
- IV. M. G. *Driessen*. — Recent Developments in Coal Washing. - *Fuel Economy Conference*, Section A<sub>2</sub>, N° 6.
- V. M. G. *Driessen*. — Théorie de l'écoulement dans un cyclone. - *Conférence Internationale de Paris sur la préparation des Charbons*.
- VI. J. M. *Dalla Valle*. — *Micromeritics*. - Pitman, New York.
- VII. F. D. *De Vaney and S. M. Shelton*. — Properties of Suspensions Medium for Float and Sink Concentration. - U. S. Bureau of Mines, R.I. 5469, May 1940.
- VIII. K. F. *Tromp*. — *Neue Wege für die Beurteilung der Aufbereitung von Steinkohlen*. - Glückauf 1957.
- IX. A. *Terra*. — Essai d'une théorie de lavage. — *Revue Industrie Minérale*, Novembre 1958, page 585.
- X. A. *Terra*. — Détermination pratique de l'écart probable en densité, caractéristique de la qualité du lavage. - *Revue de l'Industrie Minérale*, Novembre 1959, p. 409.
- XI. P. *Belugou*. — Représentation pratique des résultats d'une épuration des charbons. - *Cerchar*. Note technique, n° 49/4, juin 1949.
- XII. *Inichar*. — *Compte rendu de la Conférence de Paris sur la préparation des charbons*. - *Annales des Mines de Belgique*, Sept. 1950.
- XIII. P. *Belugou*. — Etude du fonctionnement du cyclone épurateur. - *Cerchar*. Note technique N° 48/11, Décembre 1948.
- XIV. P. *Belugou et S. de Chawlowski*. — Etude expérimentale du cyclone épurateur. - *Conf. Int. de Paris sur la préparation des charbons*, E<sub>9</sub>.
- XV. G. *Burton*. — Comportement des charbons fins lors des traitements au cyclone épaisseur ou séparateur. - *Ibidem*, E<sub>7</sub>.
- XVI. T. *Frazer, R. L. Sutherland et F. F. Giese*. — Performance Tests of an Experimental Installation of Cyclone Thickeners at the Shamrock Mine. - *Mining Engineering*, Dec. 1949, page 459.
- XVII. P. J. *Van der Walt*. — A study of the application of the Cyclone Washer and its application to Witbank fine coal. - *Journal of the Chemical Metallurgical and Mining Society of South Africa*, August 1950, p. 19.

# La réglementation et la sécurité dans les mines de charbon des Etats-Unis

J. LAURENT,

Ingénieur en Chef-Directeur des Mines.

## SAMENVATTING

De huidige nota heeft tot deel de reglementaire schikkingen te doen kennen die in de Amerikaanse mijnen van toepassing zijn en die onze mijnen zouden kunnen aanbelangen. Om langdradigheid te vermijden hebben wij de regels uitgesloten die vanzelfsprekend zijn, evenals deze die hoegenaamd geen betrekking hebben met onze mijnen.

De Amerikaanse reglementatie is tamelijk ingewikkeld. Ze bevat vooreerst een reglement, uitgevaardigd door het « Bureau of Mines », dat de federale Administratie der Mijnen vormt. Dit reglement heeft echter geen rechtstreekse kracht van wet, want iedere Staat behoudt het recht van wetgeving op het gebied der mijnen en oefent zelf de mijnpolitie uit door zijn eigen Mijnadministratie. Nochtans, zoals wij verder uiteenzetten, legt het « Bureau of Mines » onrechtstreeks zijn reglement op aan al de mijnen. Iedere Staat heeft bovendien een eigen reglement en deze reglementen verschillen soms sterk van een Staat tot een andere.

Hierna geven wij, geclasseerd volgens de verschillende bedrijvigheden der mijnen, de reglementaire beschikkingen van het « Bureau of Mines » en van de Staten West-Virginia, Wyoming en Utah. Om herhalingen te voorkomen werden de voorschriften, die identisch zijn aan reeds tevoren aangehaalde regels, niet opnieuw aangegeven. Stippen we tevens aan dat het reglement van de Staat Utah, dat we ingezien hebben, toepasselijk is op de mijnen, andere dan steenkolenmijnen. Het bevat schikkingen die ook op deze laatste mijnen zouden kunnen toegepast worden en het leek ons niet zonder belang deze eveneens aan te halen.

Het reglement op het gebruik van springstoffen wordt niet besproken, aangezien dit reeds het voorwerp uitmaakte van een voorgaand artikel (1).

Tot slot van het eerste deel wordt de inrichting van het « Bureau of Mines » en van het Departement der Mijnen van de Staat West-Virginia en de opdracht van de Inspecteurs der Mijnen van deze beide Administratie aangegeven.

Het tweede deel zal gewijd zijn aan de veiligheid in de Amerikaanse steenkolenmijnen.

Deze nota is tot stand kunnen komen dank zij de inlichtingen, verkregen tijdens de conferenties die wij hadden met de HH. J.J. Forbes, Hoofd van de afdeling « Health and Safety » van het « Bureau of Mines » en Arch. Alexander, Hoofd van het Departement der Mijnen (Directeur van het Mijnwezen) van de Staat West-Virginia en dank zij de overvloedige documentatie die ze ons ter hand stelden. Wij drukken hen onze meest oprechte dank daarvoor uit, evenals aan al de inrichters van de prachtige studiereis die de Belgische Zending voor de Steenkolennijverheid heeft mogen uitvoeren in de Amerikaanse mijnen, door bemiddeling van de Economic Cooperation Administration (Administratie van het Marshall plan).

## RESUME

La présente note a pour but de faire connaître d'abord les dispositions de la réglementation américaine des mines de charbon, qui intéressent nos charbonnages. Pour éviter des longueurs, nous avons éliminé les règles qui tombent sous le sens et celles qui s'appliquent à des domaines qui n'ont aucun rapport, même lointain, avec nos mines.

La réglementation américaine est assez compliquée. Elle comprend d'abord un règlement édicté par le « Bureau of Mines », qui est l'Administration des Mines fédérale. Ce règlement n'a cependant pas directement force de loi, car chacun des Etats de l'Union garde le droit de légiférer en matière minière et exerce

(1) « Nota over het gebruik van springstoffen en zijn reglementatie in zekere Amerikaanse Mijnen », door J. Laurent. - *Annalen der Mijnen van België*. - 4<sup>de</sup> Afl. 1951.

lui-même la police de ses mines par sa propre Administration des Mines. Cependant, comme nous l'exposons plus loin, le « Bureau of Mines » impose indirectement son règlement à toutes les mines. Chaque Etat possède en outre un règlement particulier et ces règlements diffèrent parfois très fort d'un Etat à l'autre.

Nous donnons ci-après, en les classant suivant les différentes activités des mines, les prescriptions réglementaires du « Bureau of Mines » et celles des règlements des Etats de West-Virginia, Wyoming et Utah. Pour éviter de fastidieuses répétitions, nous n'avons pas reproduit les prescriptions d'un règlement qui étaient identiques à celles d'un autre cité précédemment. Signalons aussi que le règlement de l'Etat de Utah, que nous avons consulté, est celui des mines autres que les mines de charbon. Il contient des dispositions qui pourraient s'appliquer aussi à ces mines et il nous a paru intéressant de les signaler.

Nous ne parlerons pas de la réglementation de l'usage des explosifs, car elle a fait l'objet d'un article précédent (1).

En finale de cette première partie, nous exposons l'organisation du « Bureau of Mines » et du Département des Mines de l'Etat de West-Virginia et la mission des Inspecteurs des mines de ces deux Administrations.

La seconde partie sera consacrée à la sécurité dans les mines de charbon américaines.

Cette note a pu être établie grâce aux renseignements recueillis au cours des conférences que nous avons eues avec MM. J.J. Forbes, Chef de la Division « Health and Safety » (Hygiène et Sécurité) du Bureau of Mines, et Arch. Alexander, Chef du Département des Mines (Directeur de l'Administration des Mines) de l'Etat de West-Virginia et à l'abondante documentation qu'ils nous ont remise. Nous leur en exprimons notre plus vive gratitude, ainsi qu'à tous les organisateurs du magnifique voyage d'études que la Mission charbonnière belge a pu faire dans les mines américaines, grâce à l'Economic Cooperation Administration (Administration du Plan Marshall).

## 1. — REGLEMENTATION

### 1) Autorisation d'exploiter une mine de charbon.

Le règlement fédéral ne s'occupe pas des autorisations d'exploiter, chaque Etat restant souverain dans ce domaine.

En principe, le gisement appartient au propriétaire de la surface, ce qui est assez logique, étant donné que toutes les mines de charbon sont peu profondes ou même à ciel ouvert. L'exploitant doit donc posséder le terrain dans lequel ou sous lequel il désire enlever le charbon, ou bien il achète au propriétaire le droit d'exploiter sous son terrain. Si un propriétaire refuse à l'exploitant l'autorisation de déhouiller sous une parcelle enclavée dans le périmètre de sa mine, cet exploitant devra laisser un stot à cet endroit. Les lois accordent d'ailleurs au propriétaire de la parcelle enclavée, le droit de visiter la mine régulièrement pour vérifier si on laisse effectivement un stot sous son terrain.

Dans l'Etat de West-Virginia, on ne peut ouvrir une mine de charbon occupant plus de cinq ouvriers, qu'après avoir obtenu une autorisation spéciale du Département des Mines. Cette autorisation n'est pas requise pour les autres mines, qui restent néanmoins soumises aux lois sur les mines de l'Etat.

### 2) Plans de mine.

#### a) Règles fédérales.

Toute mine tiendra un plan de mine exact, qui sera mis à jour au moins une fois tous les six mois. Ce plan sera affiché en un endroit où tout le personnel pourra le consulter. Les mines qui ne pro-

duisent pas plus de 1.000 tonnes par jour ne doivent pas mettre le plan à jour plus d'une fois par an.

#### b) Règles de l'Etat de West-Virginia.

Tout exploitant doit tenir un plan exact des travaux souterrains. L'échelle sera de 1/1.200, 1/2.400 ou 1/3.600 (1"/100' ou 1"/200' ou 1"/300'). Ce plan indiquera les issues de la mine, les puits, les galeries inclinées, les galeries d'entrée et de retour (des flèches montreront le circuit d'aéragé), les travaux préparatoires, chambres, piliers et travaux abandonnés, l'inclinaison de la couche de charbon, la limite du périmètre dans lequel la mine peut exploiter dans un rayon de 300 m autour des fronts en activité et l'affleurement de la couche dans le même rayon.

Une copie de ce plan sera remise à l'Inspecteur de l'Administration des Mines de l'Etat, mais il ne pourra lui-même en prendre copie sans l'autorisation de l'exploitant.

Ce plan doit être mis à jour deux fois par an.

L'Inspecteur des mines est autorisé à le faire exécuter aux frais de l'exploitant si celui-ci néglige de le faire. Si le Chef du Département des Mines est fondé à croire que le plan est inexact, il peut le faire corriger ou en faire dresser un autre. S'il y a effectivement erreur, les frais seront à charge de l'exploitant. Ils seront supportés par l'Etat dans le cas contraire.

#### c) Règles de l'Etat de Utah.

Tout exploitant doit faire dresser un ou des plans exacts montrant les travaux en activité et les travaux abandonnés. Ces plans seront mis à jour une fois par an ou plus souvent si c'est nécessaire. Les

(1) « Note sur l'usage des explosifs et sa réglementation dans certaines mines américaines », par J. Lourent. - « Annales des Mines de Belgique », 4<sup>m</sup>e livraison, 1951.

travaux terminés seront levés avant d'être abandonnés et de devenir inaccessibles.

Ces plans seront complétés par des projections verticales ou des coupes lorsque la pente dépassera 2 %.

Un plan complet sera remis à l'Administration des Mines, si elle le désire, lorsque la mine cesse son activité pour plus d'un an. Ce plan sera considéré comme confidentiel, sauf dans le cas où il y a intérêt de le produire pour sauvegarder la vie ou la santé de personnes.

### 3) Double issue.

#### a) Règles fédérales.

Toute mine souterraine aura au moins deux issues à la surface.

Lorsque celles-ci seront constituées par des galeries inclinées (slopes) ou horizontales (drifts), elles seront séparées par un massif de terrain naturel d'au moins 15 m d'épaisseur.

Les nouveaux puits et les cloisons séparatrices qu'ils comportent éventuellement seront construits en matériaux incombustibles. Cependant, le guidonage pourra être en bois.

Dans une mine en préparation, il ne pourra y avoir plus de 20 personnes simultanément dans les travaux souterrains, aussi longtemps que la deuxième issue n'est pas assurée. Les travaux entrepris en vue de créer celle-ci seront conduits avec diligence.

Lorsqu'à la fin d'une exploitation, une seule issue reste accessible par suite de la reprise de piliers, il ne pourra jamais y avoir plus de vingt personnes simultanément dans la mine.

Chaque chantier (section) devra être relié à la surface par deux issues distinctes, que l'on appelle issues de secours et qui peuvent évidemment se terminer par les orifices normaux de la mine. (Signalons ici que certains chantiers ont comme seconde issue une communication en veine qui communique avec la surface à l'affleurement de la couche.) Ces issues de secours seront toujours aisément accessibles et il ne pourra s'y trouver des accumulations d'eau ou d'autres obstacles. L'une des issues pourra être la galerie de transport, à la condition que l'une de ces deux issues soit une entrée d'air.

Lorsque chacune des issues de secours comporte un puits :

- 1) ces puits posséderont une machine d'extraction avec cage, ou des escaliers, ou encore des échelles. Les échelles ne seront pas admises pour les nouveaux puits de plus de 9 m de profondeur;
- 2) les escaliers seront solidement construits, leur inclinaison ne dépassera pas 45° et il y aura une main courante d'un côté au moins. Les paliers auront au moins 60 cm de largeur et 1 m de longueur et seront pourvus d'un garde-corps convenable;
- 3) les échelles et escaliers inclinés à plus de 45° existants peuvent subsister s'ils sont solidement construits avec paliers distants de 9 m au maximum et à la condition que les escaliers possèdent une main courante.

Si l'une des issues est une galerie inclinée à moins de 45°, elle sera équipée d'un escalier ou d'une piste pourvue d'échelons. Des escaliers sont nécessaires si la pente dépasse 45°.

Des plaques indicatrices seront placées aux endroits nécessaires pour indiquer au personnel la direction à suivre.

#### b) Règles de l'Etat de West-Virginia.

Les prescriptions réglementaires sont sensiblement les mêmes. Cependant, lorsque les deux issues se terminent par des puits, ceux-ci doivent être distants de 45 m et cette distance est réduite à 15 m s'il y a des galeries inclinées ou horizontales au lieu des puits.

#### c) Règles de l'Etat de Utah.

Une des issues peut passer par une mine voisine.

Les orifices des deux issues doivent être distants d'au moins 30 m. Dans cet intervalle, il devra y avoir un espace de 15 m au moins, qui ne comportera ni bâtiment, ni installations ou matériaux inflammables.

## 4) Ventilation.

### a) Règles fédérales.

#### A. Ventilateurs principaux.

Les ventilateurs doivent être installés à la surface, dans des locaux construits en matériaux incombustibles, situés à 4,50 m au moins de toute entrée d'une mine. Les conduits d'air qui y aboutissent doivent aussi être incombustibles et posséder des portes ou clapets d'explosion.

Les conditions ci-dessus peuvent ne pas être observées si le ventilateur se trouve directement sur une ouverture de la mine, à condition :

- 1) que cette ouverture ne soit pas en ligne directe avec le trajet d'une explosion possible et
- 2) qu'il existe une autre ouverture possédant une cloison ou un clapet d'explosion qui serait en ligne directe avec le trajet d'une explosion venant de la mine. Cette autre ouverture doit se trouver entre 4,50 m et 30 m de celle du ventilateur.

Les ventilateurs souterrains, qui se trouvent près des puits en un endroit où n'existe aucun matériau combustible, peuvent continuer à fonctionner. A l'avenir, un ventilateur souterrain ne pourra être installé qu'après enquête du Bureau of Mines montrant qu'il est nécessaire et qu'il ne crée pas un danger spécial pour la mine et à la condition qu'on observe certaines mesures de sécurité, telle l'existence d'un ventilateur de réserve à la surface. Les ventilateurs devront être installés de manière que l'on puisse renverser leur sens de marche. Ils auront un déprimomètre, et s'ils ne sont pas sous la surveillance constante d'un machiniste, ils seront pourvus d'un dispositif d'alarme qui avertira un agent responsable en cas de ralentissement ou d'arrêt.

Le circuit d'alimentation du ventilateur sera complètement indépendant de celui du reste de la mine.

En cas d'arrêt du ventilateur, on coupera le courant dans les circuits alimentant la mine et on fera évacuer les fronts par le personnel. Si l'arrêt n'a pas été trop long, les fronts seront examinés par des



ouvriers expérimentés et on pourra y laisser retourner le personnel et remettre le courant s'ils n'y trouvent pas de gaz. Si l'arrêt est long, il faut faire évacuer toute la mine par le personnel.

Les ventilateurs fonctionneront sans arrêt, sauf si la mine est fermée et qu'il ne s'y trouve plus personne. Si l'on remet celle-ci en activité, le ventilateur sera d'abord remis en marche et des hommes expérimentés visiteront cette mine pour supprimer les causes de danger éventuelles. Ce n'est qu'alors que le personnel pourra se rendre dans les travaux souterrains.

#### B. Ventilateurs secondaires renforçant l'aéragé d'un quartier de la mine.

Ces ventilateurs ne peuvent être installés qu'après enquête du Bureau of Mines montrant la nécessité de cette installation. Les ventilateurs existant lors de la mise en vigueur du règlement pouvaient subsister aux conditions suivantes :

le moteur doit être blindé;

le by-pass doit posséder deux portes d'une section minimum de 2,70 m<sup>2</sup>;

en cas de panne, ces portes s'ouvriront automatiquement et on observera les conditions imposées dans cette éventualité aux ventilateurs principaux.

#### C. Ventilateurs auxiliaires avec canars.

Ils ne peuvent être utilisés que pour le creusement des puits, nouveaux plats et nouveaux plantants. Leur moteur doit être antidéflagrant; ils doivent marcher sans interruption et être inspectés deux fois par poste.

Les ventilateurs secondaires avec canars servant à d'autres usages lors de la mise en vigueur du règlement pouvaient être maintenus aux conditions suivantes :

- le moteur doit être antidéflagrant;
- le ventilateur doit être placé dans l'entrée d'air pour éviter les rentrées d'air vicié;
- il ne pourra y avoir plus de 100 m de canars au delà du ventilateur et ces canars s'arrêteront à 6 m des fronts au maximum;
- une personne compétente examinera les fronts avant la mise en marche du ventilateur ou après tout arrêt de plus de 5 minutes de celui-ci, afin de voir s'il y a du grisou. Toute accumulation de grisou constatée ne peut être évacuée par ventilateur secondaire et canars, mais uniquement à l'aide d'une ligne de toiles.

#### D. Jaugeages d'air.

Des jaugeages doivent être faits au moins une fois par semaine à l'entrée et au retour général ainsi que dans toutes les sections.

#### E. Ecuries, stations de chargement des accumulateurs et stations de transformation.

Ces locaux doivent être aérés par un courant d'air séparé et retournant directement au retour général.

#### F. Portes d'aéragé.

Les portes d'aéragé seront doubles et placées à une longueur au moins égale à celle d'un transport. Une porte simple est admise si elle est gardée, mais

le gardiennage n'est pas obligatoire dans un chantier en préparation. Quand il y a deux portes, elles doivent laisser passer une fuite suffisante pour empêcher une accumulation de grisou dans l'intervalle qui les sépare.

#### G. Travaux abandonnés.

Les travaux abandonnés doivent être aérés ou fermés par des stoupures complètes, incombustibles et clanches. Celles-ci seront traversées par un tuyau muni d'une valve, afin de pouvoir prélever de l'air derrière ce barrage ou de mesurer la pression d'eau existant en cet endroit. L'air venant de ces travaux ne peut être utilisé pour ventiler des chantiers en activité.

#### H. Reprise des piliers.

L'atmosphère sera examinée avant de permettre le foudroyage du toit. Si du grisou est découvert en quantité décelable à la lampe à flamme, on attendra qu'il soit évacué pour foudroyer.

#### I. Analyses grisoumétriques.

Toutes les semaines, des analyses seront faites sur des échantillons prélevés à front des retours d'air des diverses sections, dans le retour général, les massifs en dépilage, les stoupures et les vieux travaux. L'analyse pourra se faire à la lampe à flamme ou à l'aide d'un indicateur portatif agréé.

#### J. Divers.

Le débit d'air doit être augmenté dans un chantier si la teneur en oxygène tombe en dessous de 19,5 %, s'il y a plus de 0,5 % de CO<sub>2</sub> ou encore s'il y a un gaz dangereux ou toxique. Il en sera de même si la teneur en grisou dans le retour dépasse 1 %.

Si dans un tel retour, il y a au moins 1,5 % de grisou, on évacuera le chantier et on y coupera le courant électrique. On peut cependant aller jusque 2 % dans les mines déhouillant en massif vierge et aérées par ventilateur aspirant, à condition que le volume d'air atteigne au moins le double du minimum imposé ci-dessus, que tout le matériel soit antidéflagrant, que l'air vicié ne passe sur des fils de trolley ou tout autre conducteur nu et enfin que l'on examine continuellement la teneur en grisou pendant le travail.

Aux endroits où le grisou s'est accumulé et peut atteindre une teneur explosive, il est interdit de miner et le personnel doit être évacué.

On améliorera la ventilation lorsque la teneur en grisou à front dépasse 1 % à tout endroit situé à 50 cm au minimum du toit, du front ou des parois latérales des chambres.

Les toiles utilisées pour l'aéragé doivent être incombustibles.

#### b) Règles de l'Etat de West-Virginia.

Le volume d'air minimum de l'ensemble de la mine ne peut descendre en dessous de 50 litres par seconde et par ouvrier occupé dans les travaux souterrains.

Le minimum est porté à 75 litres dans les mines grisouteuses. Il ne pourra y avoir plus de 60 per-

sonnes sur le même courant d'air. Cependant, l'Inspecteur du ressort peut admettre jusque 80 personnes, s'il n'est pas possible de limiter ce nombre à 60.

### 5) Porion de sécurité (Fire boss).

#### Règles de l'Etat de West-Virginia.

Les mines grisouteuses, ainsi que celles dans lesquelles on peut rencontrer d'autres gaz dangereux, doivent avoir au moins un porion de sécurité. Il doit être un citoyen de l'Etat de West-Virginia et être porteur d'un certificat de capacité délivré par le Département des Mines après examen. Il doit être capable de détecter le grisou et les autres gaz dangereux à l'aide d'une lampe de sûreté et avoir une connaissance pratique de la ventilation et de ce qui s'y rapporte. Il doit avoir travaillé pendant trois ans au moins dans des mines grisouteuses.

Au début de la journée, il doit placer un signal rouge à l'entrée de la mine. Seuls les propriétaires de la mine, l'exploitant ou son délégué peuvent aller au delà de ce signal, si c'est nécessaire. Celui-ci sera enlevé par le porion de sécurité lui-même lorsqu'il aura examiné les travaux pour indiquer ceux où l'on peut se rendre en toute sécurité.

Ce porion visitera tous les chantiers en activité pour examiner l'atmosphère à l'aide d'une lampe de sûreté. Il fera ou ordonnera de faire tout ce qui est nécessaire pour évacuer les gaz dangereux afin que le personnel puisse travailler en sécurité. L'examen de l'atmosphère commencera dans les 5 heures qui précéderont le début de chaque poste. A chaque endroit où il aura fait cet examen, il l'inscrira sur un tableau à ce destiné. Si les travaux ne sont pas dangereux, il enlèvera le signal rouge à l'entrée de la mine pour permettre au personnel de se rendre dans les travaux.

Après chaque examen, le porion de sécurité écrira dans un registre spécial le résultat de sa visite. Ce registre, dont la forme sera prescrite par le Chef du Département des Mines, sera tenu à la disposition des Inspecteurs de celui-ci.

Dans l'exercice de ses fonctions, le porion de sécurité ne dépendra pas de ses chefs et le personnel devra lui obéir.

Il est interdit à quiconque de pénétrer dans la mine avant que le porion de sécurité ait déclaré qu'on pouvait y entrer.

### 6) Translation et transport du personnel.

#### a) Règles fédérales.

##### A. Machines d'extraction et treuils.

Les machines d'extraction et les treuils servant au transport du personnel seront équipés d'un limiteur de vitesse, d'un évite-molette ou d'un appareil équivalent pour les treuils et d'un dispositif d'homme-mort. Ce dernier appareil n'est pas nécessaire s'il y a deux machinistes en fonction en même temps.

Dans les puits, le machiniste fera circuler les cages une fois dans chaque sens avant de descendre ou de remonter le personnel. On doit faire la même chose dans les « slopes » (bouveaux plantants ou descenderies en veine partant du niveau du sol),

mais un préposé peut prendre place sur le véhicule pendant la translation d'essai.

##### B. Cages et puits.

Les cages posséderont un toit et seront fermées sur les côtés. Aux faces frontales, il y aura une barrière, une chaîne de sûreté ou une barre, lorsqu'il y a du personnel. Il y aura en outre des chaînes ou d'autres dispositifs pendus au plafond pour pouvoir les saisir et garder l'équilibre pendant les translations.

On mettra des « parachutes » pour permettre à la cage de s'accrocher au guidonnage en cas de rupture du câble. Ils seront essayés tous les deux mois.

La vitesse de translation ne dépassera pas 4,50 m par seconde (16,2 km/h).

Les ouvriers de puits porteront des ceintures de sûreté pendant le travail.

##### C. Transport en galeries horizontales.

La vitesse dépendra de l'état de la voie et du matériel, sans pouvoir excéder 20 km/h.

Les convois de personnel seront placés sous la surveillance d'un agent responsable et ils seront complètement indépendants de tout convoi de charbon ou de matériel.

Pendant la translation, personne ne peut se trouver sous un fil de trolley à moins qu'on utilise des wagons couverts. Il ne pourra y avoir des outils ou du matériel dans les convois de personnel. Celui-ci se trouvera à l'intérieur des véhicules utilisés à cette fin, à l'exception du machiniste et du serre-frein ou du garde-convoi.

Des salles d'attente seront aménagées aux stations où le personnel doit attendre les cages ou les convois. Elles seront spacieuses, suffisamment écartées des véhicules en mouvement et pourvues de sièges.

A ces stations, les fils de trolley et les canalisations électriques seront pourvus de dispositifs de protection afin que le personnel ne puisse les toucher en entrant ou en sortant des véhicules.

Lorsque le personnel est transporté par courroie, il y aura un espace minimum de 45 centimètres entre la courroie et le toit ou le soutènement, les tuyaux et en général tout l'équipement de la galerie. Cependant, lorsque l'ouverture de la couche le permet, l'espace minimum doit être de 60 cm. Pendant le transport et au moment où le personnel monte ou descend de la courroie, la vitesse de celle-ci ne peut dépasser 1,50 m à la seconde (4,7 km/h). Sur la courroie, les hommes se placeront à 1,50 m d'intervalle au moins.

Aux stations où le personnel monte ou descend de la courroie, il existera un éclairage convenable. Un agent spécial surveillera ces stations ainsi que le transport lui-même.

##### b) Règles de l'Etat de Wyoming.

Pour le transport du personnel dans les puits et les galeries inclinées, la vitesse ne peut dépasser 8 km/h et il doit toujours y avoir un aide à côté du machiniste.

### c) Règles de l'Etat de West-Virginia.

Dans toutes les galeries de roulage, on doit maintenir un espace suffisant sur un des côtés pour permettre au personnel de rencontrer les convois. Cet espace peut être remplacé par des niches de 1,50 m de largeur et 1,20 m de profondeur, creusées à 2,4 m d'intervalle au maximum. Toutes les parois de ces niches seront blanchies.

Pour la translation du personnel par cages, la vitesse ne peut dépasser 5 m par seconde et aucun wagonnet plein ou vide ne peut être mis dans une cage où il y a une ou plusieurs personnes. Une autorisation spéciale du Département des Mines est nécessaire pour pouvoir descendre simultanément plus de dix personnes dans une cage ou dans une voiture à personnel descendant une galerie inclinée.

### d) Règles de l'Etat de Utah.

#### A. Câbles.

Le coefficient de sécurité des câbles servant à la translation du personnel doit être au moins égal à 5. Il est obtenu en divisant la charge de rupture par la somme de la charge maximum d'extraction, du poids du câble à l'enlevage et d'un supplément convenable pour l'accélération.

Le diamètre minimum d'enroulement d'un câble servant à la translation du personnel doit être au moins égal à 40 fois son diamètre, lorsque l'angle minimum du câble sur l'engin d'enroulement est égal ou inférieur à 90°.

Un câble ne peut plus servir à la translation du personnel s'il a plus de 10 % de fils brisés par pied courant (50 cm) ou lorsque les fils extérieurs ont perdu par usure plus de 40 % de leur section originale ou portent des traces marquées de corrosion.

Dans les puits où il y a des eaux acides, les câbles recevront régulièrement un revêtement neutre. Tous les câbles servant à la translation du personnel seront bien graissés.

Ces câbles seront examinés minutieusement au moins une fois par semaine par une personne compétente désignée par le superintendant (chef de siège). Il ne pourra plus servir à la translation du personnel s'il est constaté que les prescriptions ci-dessus ne sont plus observées.

Un câble servant à la translation du personnel ne pourra jamais être complètement déroulé; il devra toujours y avoir au moins deux tours complets sur le tambour ou la bobine.

#### B. Puits inclinés.

Dans les puits et galeries inclinés à plus de 50° et où l'on emploie plus de cinq ouvriers, le fond du skip portera un sabot de sécurité glissant dans un fer I de 100 mm, formant guide et placé au milieu des rails afin d'empêcher le skip de quitter ceux-ci. Les joints de ce fer I seront soudés. Ce dispositif peut être remplacé par tout autre convenablement approprié, à la condition qu'il soit approuvé par l'Administration.

#### C. Cages servant à la translation du personnel.

Dans les puits de plus de 60 mètres de profondeur, les cages doivent posséder un toit constitué d'une tôle d'au moins 5 mm d'épaisseur.

Les cages seront fermées sur les faces latérales par des tôles d'au moins 2 mm d'épaisseur et 1,20 m de hauteur. Les barrières seront faites de tôles semblables ou de treillis en fils d'au moins 5 mm de diamètre ou encore de barres d'acier distantes de 65 mm au maximum. Ces barrières commenceront à 2 cm au maximum du plancher et s'arrêteront à 1,20 m au moins au-dessus. On ne doit employer ces barrières que lorsqu'il y a plus de quatre hommes dans le compartiment.

Pour que les hommes puissent se tenir pendant les translations, des mains courantes seront placées entre 1,05 m et 1,20 m de hauteur. Il y aura en outre des poignées au sommet du compartiment afin de pouvoir s'y tenir durant les translations.

#### D. Translation par skips.

On ne peut transporter du personnel sur le toit d'un skip que si des protections latérales sont placées pour empêcher la chute des hommes. Il est défendu de se faire transporter sur un skip en se tenant debout au sommet des tôles latérales.

#### E. Attelages des cages et skips.

Les boulons, crochets, broches ou clavettes des attelages des cages et skips seront recuits tous les dix mois ou plus souvent si c'est nécessaire.

Les « parachutes » (griffes de sûreté) des cages et skips seront essayés, au moins une fois tous les 15 jours, de la façon suivante. La cage sera pendue à un câble en chanvre, puis on mettra quelques pieds (50 cm) de mou sur le toit de la cage et on coupera le câble en chanvre; on pourra employer toute autre méthode équivalente.

#### F. Echelles.

À côté de tout engin mécanique de translation, il doit y avoir au moins une issue par échelles, permettant d'atteindre la surface en partant de l'étage inférieur en activité.

Les échelons seront écartés de 55 cm au maximum et l'écartement de deux échelons consécutifs ne pourra varier de plus de 25 mm. Leur largeur sera d'au moins 50 cm et il y aura un espace minimum de 75 mm entre un échelon et la paroi la plus proche ou tout engin faisant partie de l'équipement du puits. Pour les échelles inclinées à plus de 70° et dont les éléments ont plus de 15 m de hauteur, il y aura des paliers distants de 9 m en verticale au maximum. Quand l'inclinaison dépasse 80°, les échelles seront décalées à chaque palier. L'inclinaison ne peut jamais dépasser 90°.

Il doit y avoir aussi des échelles dans les puits en creusement. Elles s'arrêteront à une distance suffisante du fond du puits pour ne pas être endommagées par le minage et des échelles de secours en chaîne, corde, câble ou bois permettront d'y accéder du fond du puits.

#### G. Machinistes d'extraction.

Un machiniste ne peut assurer la translation du personnel que s'il est âgé de 21 ans au moins et s'est fait examiner par un médecin qui a délivré un certificat attestant qu'il est dans un état physique et mental satisfaisant. Cet examen doit être renouvelé tous les ans.

Au début du poste, le machiniste fera circuler une fois les cages, skips ou cuffats sur leur trajet habituel, avant d'effectuer la première translation de personnel.

Il ne parlera à personne pendant qu'il observe les signaux ou actionne la machine.

Après un arrêt d'au moins deux heures de la machine, arrêt dû à une réparation du puits, il fera circuler une fois la cage, skip ou cuffat en cet endroit, en n'y admettant qu'un ouvrier de puits, afin de s'assurer que tout est normal et qu'on peut faire la translation du personnel.

Il doit toujours y avoir un machiniste en fonction quand il y a du personnel dans les travaux souterrains.

#### H. Transport en cuffat.

La vitesse ne peut dépasser 50 cm par seconde, lorsque le cuffat est à moins de 50 m de la recette supérieure. Elle peut atteindre 1,25 m par seconde dans le reste du puits.

#### I. Chevalements et machines d'extraction.

Les chevalements doivent être d'une hauteur suffisante pour installer des taquets de sûreté et il doit y avoir une hauteur minimum de 4,50 m entre le point le plus bas des molettes et le point le plus élevé normalement atteint par les cages lorsqu'elles transportent du personnel.

Il y aura un évite-molette lorsqu'on emploie des câbles à grande vitesse.

Un signal optique ou acoustique avertira le machiniste à l'approche de la recette de la surface, lorsque le puits est profond. Dans ce cas, lorsque la machine n'est pas à vitesse constante, il devra également y avoir un limiteur de vitesse.

Le règlement recommande en outre un dispositif appliquant automatiquement les freins sur un tambour ou une bobine débrayée.

#### J. Signalisation.

Le téléphone doit relier les différents étages à la surface, lorsque le puits a plus de 150 m de profondeur. Un système de signalisation est obligatoire lorsque le puits a plus de 15 m de profondeur. Le code suivant est imposé à toutes les mines de l'Etat :

- 1 coup : Plus haut.
- 1 coup : Arrêt si la machine est en marche.
- 2 coups : Plus bas.
- 3 coups : Personnel, lentement vers la surface.
- 4 coups : Prêt à miner au fond du puits (voir règle 5).
- 5 coups : —
- 6 coups : —
- 7 coups : Quelqu'un d'autre que l'encageur sonne (règle 6).
- 8 coups : —
- 9 coups : danger ou accident (voir règle 8).

#### Signaux d'étage.

- 2 - 1 - 2 coups : Répéter le signal.
- 2 - 1 » : 1<sup>er</sup> étage.
- 2 - 2 » : 2<sup>me</sup> »
- 2 - 3 » : 3<sup>me</sup> »
- 2 - 4 » : 4<sup>me</sup> »

- 2 - 5 » : 5<sup>me</sup> »
- 3 - 1 » : 6<sup>me</sup> »
- 3 - 2 » : 7<sup>me</sup> »
- 3 - 3 » : 8<sup>me</sup> »
- 3 - 4 » : 9<sup>me</sup> »
- 3 - 5 » : 10<sup>me</sup> »
- 4 - 1 » : 11<sup>me</sup> et ainsi de suite.
- 1 - 2 - 1 coups : Cage libre.

Des signaux spéciaux peuvent être adoptés s'ils ne sont pas en contradiction avec les précédents.

#### Règles.

- 1) Les coups consécutifs des divers signaux doivent être donnés à intervalles réguliers.  
Pour les signaux combinés, tels les signaux d'étage, l'intervalle entre deux séries doit avoir la durée d'un coup.
- 2) Quand on doit se faire transporter dans une cage, on doit prendre place dans celle-ci avant de donner les signaux.
- 3) Le signal « 3 coups » (personnel à la surface) ne sera pas donné quand on lance un signal d'étage, mais le machiniste devra faire la translation comme s'il transportait du personnel. Il en est de même lorsque du personnel prend place dans la cage à la surface pour descendre à un certain étage.
- 4) Dans tous les puits où il n'y a qu'un seul système de signalisation, lorsqu'un signal d'étage sera donné, on le fera suivre d'un (plus haut) ou deux coups (plus bas), mais tout le monde doit être prêt dans la cage quand le signal d'étage est donné.  
Dans les puits où existe une signalisation spéciale pour appeler la cage, les signaux « plus haut » ou « plus bas » peuvent être omis après le signal d'étage.
- 5) Après le signal « 4 coups », annonçant qu'on est prêt à miner dans le puits, le machiniste lèvera la cage ou le cuffat d'une hauteur de 60 cm, puis l'abaissera. Les mineurs attendront que cette manœuvre soit achevée, puis allumeront la mèche (il s'agit de mines métalliques), prendront place dans le cuffat et donneront le signal « plus haut ». Après avoir reçu le signal « 4 coups », le machiniste ne peut quitter la machine ni recevoir aucun autre signal avant d'avoir remonté les mineurs.
- 6) Quand une mine ne possède qu'une signalisation pour appeler la cage et avertir le machiniste, personne ne pourra donner un signal avant d'avoir sonné 7 coups, à moins que la cage ou le cuffat se trouve au même étage que cette personne.
- 7) Quand il y a des taquets, le machiniste ralentira en passant aux envoyages où ils se trouvent.
- 8) Le signal « 9 coups » (danger) sera suivi du signal de l'étage où il y a danger ou accident.
- 9) Si la cage est inutilisée, on ne peut la laisser au niveau d'un étage et on devra l'arrêter au moins 1,50 m au-dessus du niveau du sol de l'envoyage.

Quand la cage ou le cuffat se trouve à un niveau d'étage ou dans une position telle que

du personnel peut y entrer, le machiniste doit rester à ses fers, prêt à répondre aux signaux.

- 10) Lorsque des bois, outils, etc., plus longs que la hauteur d'un cuffat doivent être descendus ou remontés dans celui-ci, ils seront attachés soigneusement au câble afin qu'ils ne puissent être accrochés en cours de route.

Toutes les mines que le règlement oblige à avoir un tireur devront installer, en plus de la signalisation ordinaire, une signalisation spéciale permettant de demander la cage à n'importe quel étage et grâce auquel le machiniste peut transmettre un signal à tout étage. Cette signalisation spéciale sera disposée de telle sorte que, lorsqu'un homme demande la cage à un étage ou lorsque le machiniste émet un signal, ces signaux seront vus ou entendus à tous les étages desservis par ce puits.

Un avis affiché à côté du signal avertira que seul l'encageur est autorisé à l'employer.

Il est recommandé d'installer un système de signalisation qui peut être actionné de la cage en n'importe quel point du puits.

### 7) Transport de produits.

#### a) Règles fédérales.

Il doit y avoir un passage minimum de 60 cm entre le gabarit des véhicules et le périmètre de la galerie ou son équipement. Dans les voies où il y a un fil de trolley, ce passage se trouvera du côté opposé à ce fil. Du côté opposé au passage, il doit cependant y avoir un espace suffisant pour empêcher les chocs accidentels.

Des niches seront aménagées le long des galeries où se fait le transport par locomotive, câble, animal ou camion navette. Ces niches ne seront pas distantes de plus de 24 m. Elles se trouveront éventuellement du côté opposé au fil de trolley, sauf lorsque ce fil est à une hauteur minimum de 1,80 m et protégé efficacement au droit des niches.

Les locomotives Diesel ne peuvent être utilisées dans les travaux souterrains que si elles sont antidéflagrantes.

Il est interdit de pousser les wagonnets à la main dans les galeries principales de transport, sauf à la jonction d'une voie secondaire avec une voie principale et aux environs immédiats des cages.

#### b) Règles de l'Etat de Wyoming.

Quand un machiniste de locomotive abandonne sa machine, il doit retirer le trolley du fil de contact. Cependant, s'il doit quitter sa machine à l'occasion d'un déraillement ou de tout autre accident, il doit la laisser sous tension afin que son fanal soit éclairé.

#### c) Règles de l'Etat de West-Virginia.

Toutes les rames doivent être éclairées à l'avant et à l'arrière.

Il doit y avoir un vérin sur toutes les locomotives.

#### d) Règles de l'Etat de Utah.

Les locomotives doivent posséder un fanal et un signal acoustique.

Les rames doivent avoir une lumière à l'avant et à l'arrière.

Quand deux locomotives haut le pied ou remorquant une rame se suivent sur la même voie, il doit y avoir un intervalle d'au moins 60 m entre les deux convois, à moins qu'ils ne soient attachés l'un à l'autre.

Partout où c'est possible, les rames doivent être tirées et non poussées.

### 8) Poussières de charbon et schistification.

#### Règles fédérales.

Il est interdit de laisser accumuler des poussières de charbon dans les galeries de transport ou le long des transporteurs.

Aux endroits où il y a une trop grande quantité de poussières de charbon dans l'air, on abattra celles-ci à l'aide d'eau pure ou additionnée d'un agent mouillant ou bien on les éliminera par toute autre méthode efficace.

Toutes les mines, à l'exception de celles qui sont trop humides ou dont les charbons sont trop cendrés, seront schistifiées jusqu'à 24 m des fronts. Les quatre faces des galeries doivent être schistifiées et on mettra une quantité de matière schistifiante telle que la teneur en cendres de la poussière de la mine ne pourra tomber en dessous de 65 %.

Dans les retours d'air et les galeries ne comportant pas de voie ferrée, la schistification peut être remplacée par des sacs de poussières placés à intervalles réguliers.

S'il y a du grisou, la teneur en cendres de la poussière augmentera de 1 % par dixième de pourcent de grisou.

### 9) Lutte contre les pneumoconioses.

#### a) Règles fédérales.

Seul le forage à l'eau peut être pratiqué au rocher.

Les hommes exposés durant de courts laps de temps au gaz, à la poussière, à la fumée ou à une vapeur quelconque utiliseront un appareil respiratoire agréé. S'ils y sont exposés pendant des périodes prolongées, d'autres mesures seront prises pour les protéger ou pour réduire le danger.

#### b) Règles de l'Etat de Utah.

Pour le forage, on ne peut utiliser des appareils susceptibles de produire des poussières en quantité dangereuse pour la santé du personnel, que si celui-ci dispose d'engins permettant d'abattre ces poussières à l'aide d'eau. L'exploitant fera tout ce qui est en son pouvoir pour encourager les ouvriers à se servir de ces engins et il leur fournira de l'eau exempte d'impuretés dangereuses.

Le personnel ne peut forer sans utiliser les engins permettant d'abattre les poussières. Les ouvriers qui auront mis volontairement ces appareils hors d'usage sont passibles de poursuites judiciaires.

Des appareils captant ou abattant les poussières seront placés aux points de chute des minerais ou du stérile, ainsi qu'aux endroits où l'on trie du minerai poussiéreux. Ces engins ne sont pas nécessaires si l'on donne des appareils respiratoires aux ouvriers exposés à ces poussières.

Des appareils de captage ou d'abatage des poussières seront placés aussi dans les usines où l'on concasse, broie ou traite le minerai, aux endroits où des poussières sont émises en quantité dangereuse pour la santé, lorsque ces poussières peuvent être supprimées de façon pratique. Des appareils respiratoires doivent être mis à la disposition du personnel si c'est nécessaire.

Signalons ici que les pneumoconioses étaient autrefois très répandues aux Etats-Unis. Elles n'ont pas complètement disparu, mais elles sont devenues très rares, et il faut en voir la cause dans le développement de la mécanisation.

## 10) Lutte contre les incendies.

### a) Règles fédérales.

Chaque mine sera équipée d'un matériel de lutte contre les incendies, qui sera en rapport avec son importance. Ce matériel comprendra des réserves de poussières stériles au voisinage des portes d'aéragage et des autres points « stratégiques », des canalisations d'eau, des wagonnets portant des cuves d'eau ou d'un produit chimique approprié et des extincteurs.

Du sable sec et propre, de la poussière stérile ou des extincteurs n'émettant pas de produits toxiques seront placés dans les locaux électriques (sous-stations, salles de transformation, salles de pompe), en des endroits où ils ne seraient pas enveloppés de fumées en cas d'incendie.

Toute personne découvrant un foyer d'incendie, ainsi que les ouvriers du voisinage, feront immédiatement tout ce qu'ils peuvent pour l'éteindre. S'ils n'y parviennent pas, ils préveniront immédiatement leurs supérieurs, qui feront évacuer le personnel, à l'exception de celui qui est nécessaire pour combattre le feu.

Si celui-ci ne peut être éteint, on retirera le personnel et la partie de la mine où l'incendie a lieu, ou toute la mine si c'est nécessaire, sera isolée par un ou plusieurs barrages ou submergée. Dans ce cas, la Direction de la Mine consultera l'Inspecteur fédéral à titre de conseiller.

Les magasins souterrains d'huiles et graisses contenant plus que la consommation de 48 heures seront construits en matériaux ininflammables.

Dans les locaux du service électrique construits en matériaux ininflammables, on ne pourra mettre du métal en contact avec le charbon ou le boisage placé contre celui-ci.

Pour le transport de la paille et du foin de la surface au fond, on emploiera des wagonnets complètement fermés et incombustibles. Cette paille et ce foin ne pourront être emmagasinés que dans des récipients ou réduits incombustibles, séparés des écuries ou situés dans un compartiment incombustible de celles-ci.

### b) Règles de l'Etat de Utah.

Dans les mines où l'on utilise du bois pour le soutènement et où l'Administration des Mines estime que la retraite de certains ouvriers peut être coupée en cas d'incendie, cette Administration peut exiger la construction de portes métalliques ou blindées

en certains endroits, afin de régler l'aéragage en cas d'incendie.

## 11) Emploi de l'électricité.

Outre les règles fédérales et celles des divers Etats, « l'American Standards Association » a publié sous les auspices du Bureau of Mines et de l'« American Mining Congress », qui est un organisme des exploitants, un code pour l'installation et l'usage du matériel électrique dans les mines de charbon et leurs dépendances. Nous en donnerons les dispositions qui n'existent pas dans le règlement fédéral et les règlements des Etats précités.

### a) Règles fédérales.

#### A. Canalisations.

A l'exception des fils de terres, les conducteurs, qu'ils soient nus ou isolés, seront supportés par des isolateurs convenablement placés et ne toucheront ni matériaux combustibles, ni les parois, ni la couronne de la galerie.

Les câbles et fils électriques, autres que les fils de signalisation ou de trolley, qui se trouvent dans des galeries inclinées servant au transport, seront enterrés à 50 cm au moins sous tout matériel combustible, ou placés dans un conduit incombustible.

Lorsque les voies ferrées sont utilisées comme conducteurs, on observera les conditions ci-après :

- 1) Les éléments de chacune des deux files de rails seront convenablement reliés l'un à l'autre et les deux files seront connectées l'une à l'autre tous les 60 m au moins. Cependant, si la voie ferrée est mise en parallèle avec un feeder de retour, celui-ci sera relié à la voie ferrée tous les 50 m au moins.
- 2) Sur les voies de transport secondaire, les éléments d'une file de rails au moins seront convenablement reliés l'un à l'autre et les deux files seront reliées tous les 60 m au moins.
- 3) Les aiguillages seront bien connectés également. Il est interdit de réparer du matériel sous tension. Toutefois, des réparations peuvent être faites à des fils de trolley sous tension, à la condition que les ouvriers qui les exécutent portent des chaussures et des gants isolants.

Les fils de trolley et les feeders seront installés en observant les règles suivantes :

- 1) Ils se trouveront du côté de la voie opposé à celui où se trouvent le passage ou les niches réservés au personnel, excepté lorsqu'ils sont à une hauteur minimum de 1,80 m ou convenablement protégés au droit des niches.
- 2) Dans les courbes, les pendules seront suffisamment rapprochés, afin qu'au cas où le fil de trolley se détacherait de l'un d'eux, le machiniste de la locomotive ne soit pas exposé à un accident.
- 3) Ils seront convenablement alignés et placés à 15 cm au moins en dehors de la voie ferrée.
- 4) Des coupe-circuit seront placés à 600 m d'intervalle au maximum ainsi qu'aux diverses bifurcations.

- 5) Ils seront tendus et ne pourront toucher la couronne, les parois ou le boisage, et des précautions seront prises au passage des portes, pour empêcher qu'il y ait contact avec des matériaux combustibles.
- 6) Ils seront convenablement protégés aux endroits où le personnel doit passer habituellement en dessous, à moins que ces fils ne se trouvent à 1,95 m au moins au-dessus du rail. Ils seront aussi adéquatement protégés de part et d'autre des portes.
- 7) Ces fils s'arrêteront à 45 m au moins des massifs en défilage.
- 8) Aux extrémités, ils seront attachés en toute sécurité et bien isolés.
- 9) On ne pourra en placer dans les galeries où il y a au moins 1 % de grisou ou dans les retours d'air des massifs en défilage ou de vieux travaux, où du grisou peut se dégager soudainement. Cependant, lorsque cette condition n'est pas observée, un temps raisonnable peut être donné à l'exploitant pour faire les changements nécessaires.

#### B. Mise à la terre.

Le matériel monté sur pneus ou chenilles, qui reçoit le courant par un câble flottant, doit être mis à la terre d'une façon effective.

#### C. Disjoncteurs.

Des disjoncteurs seront placés sur tous les câbles de puissance au fond des puits et à tous les endroits où ils pénètrent dans une mine.

#### D. Téléphone.

Le fond des puits ou des galeries inclinées sera relié à la surface par téléphone; la même liaison existera entre la surface et les fronts lorsque ceux-ci se trouvent à plus de 450 m de l'orifice de la mine.

Les lignes téléphoniques autres que les câbles seront placées sur isolateurs et du côté opposé aux câbles de puissance et aux fils de trolley. Ils seront convenablement isolés lorsqu'ils croiseront ceux-ci.

#### E. Signalisation.

Les fils de signalisation seront supportés par des isolateurs et convenablement isolés lorsqu'ils croisent d'autres canalisations électriques.

Les fils de signalisation nus, que le personnel est appelé à toucher pour lancer un signal, ne pourront recevoir une tension supérieure à 50 volts.

#### F. Matériel électrique des fronts.

À l'exception des mines réputées sans grisou, toutes les mines de charbon ne peuvent plus acheter, depuis la mise en application du règlement actuel (1946), que du matériel antidéflagrant agréé par le Bureau of Mines. Les camions navettes et les locomotives alimentés par câbles s'enroulant sur une bobine doivent être antidéflagrants aussi, mais il n'est pas nécessaire qu'ils soient d'un type reconnu comme tel par le Bureau of Mines.

Les boîtes de jonction fixes ou mobiles, alimentant les câbles flottants des diverses machines, seront d'un type antidéflagrant agréé. Des boîtes sem-

blables seront utilisées aussi en dehors des fronts, aux endroits où des quantités dangereuses de grisou sont à craindre.

Aucun appareil électrique ne pourra être introduit ou actionné dans les fronts, lorsqu'on peut déceler à la lampe à flamme du grisou à la teneur d'au moins 1 %, à 50 cm au moins du toit, du lerc ou des parois.

Dans les mines grisouteuses, l'atmosphère sera inspectée fréquemment aux endroits où du matériel électrique est en action et, si une teneur dangereuse est décelée, on arrêtera les appareils jusqu'au moment où elle aura disparu.

Les marteaux perforateurs et perforatrices électriques, tous les outils rotatifs électriques tenus en mains et les appareils perforateurs sur affût posséderont un interrupteur qui coupera le courant lorsque la main ne sera pas posée sur lui. Cet interrupteur peut cependant être remplacé par un embrayage de sécurité.

Les locomotives antidéflagrantes non agréées, qui sont alimentées par un câble enroulé sur une bobine, auront deux conducteurs séparés dans ce câble.

#### G. Câbles flottants.

Tous les nouveaux câbles flottants doivent être incombustibles. Les câbles alimentant un appareil portable seront protégés contre les surcharges, à moins qu'ils ne soient reliés à une boîte de jonction agréée, fixe ou portable.

Les jonctions temporaires seront faites suivant les règles de l'art, résistantes mécaniquement et bien isolées.

#### H. Eclairage à poste fixe.

Les fils de l'éclairage seront placés sur isolateurs et attachés de façon sûre aux conducteurs de puissance. Les lampes électriques ne pourront être installées à moins de 45 m des fronts. Elles seront placées de telle sorte qu'elles ne puissent venir en contact avec des matériaux combustibles.

#### b) Règles de l'Etat de West-Virginia.

Les feeders et les câbles alimentant les machines seront placés sur isolateurs en verre ou en porcelaine et disposés de telle manière qu'ils ne puissent être en contact avec le charbon.

Quand des feeders ou des câbles de machine se trouvent dans une galerie où il y a aussi un fil de trolley, ils seront placés du même côté que ce dernier, entre celui-ci et la paroi, et ne pourront toucher celle-ci.

Dans les mines grisouteuses, les locomotives à trolley ne sont admises que dans les entrées d'air. Il faut une autorisation spéciale du Chef du Département des Mines pour pouvoir en installer dans les retours d'air.

Dans les mines grisouteuses, le Chef du Département des Mines peut désigner les endroits où l'on ne peut utiliser que des haveuses antidéflagrantes. Les machinistes de ces haveuses ou leur aide doivent avoir passé un examen devant le conducteur des travaux, afin que celui-ci puisse constater qu'ils sont capables de déceler le grisou.

Une haveuse ne peut entrer dans une chambre où il y a du grisou. Ces machines seront toujours accompagnées d'une lampe à flamme ou d'un appareil détecteur quelconque. Si du grisou vient à être décelé, la machine sera arrêtée aussitôt et le courant coupé. La remise en marche éventuelle ne pourra se faire qu'avec l'autorisation du conducteur des travaux ou du « fire-boss » (sorte de porion de sécurité).

Toutes les haveuses seront équipées d'une boîte spéciale dans laquelle on pourra placer des lampes de sûreté, qui seront convenablement protégées.

La recherche du grisou pendant la marche des haveuses devra se faire à intervalles ne dépassant pas une demi-heure.

#### c) Règles de l'Etat de Utah.

Une tension de plus de 600 volts ne peut être employée dans les travaux souterrains que pour le transport de puissance ou pour alimenter des transformateurs, moteurs ou autres appareils dont le circuit à cette tension est fixe.

La tension des fils de signalisation nus ne peut dépasser 25 volts.

Des détecteurs-de terre seront placés sur chaque groupe de circuits interconnectés, qui est normalement isolé de la terre. Ces détecteurs seront examinés régulièrement et toute mise à la terre sera signalée immédiatement. De préférence, un signal d'alarme sera donné en cas de mise à la terre.

Les bornes des machines souterraines seront convenablement protégées par une enveloppe isolante ou par une enveloppe métallique mise à la terre.

La mise à la terre du neutre d'un circuit triphasé peut être réalisée, à la condition qu'un interrupteur automatique à maximum d'intensité soit placé sur chacune des trois phases.

La mise à la terre d'une phase d'un circuit triphasé peut se faire, mais dans ce cas, un interrupteur automatique à maximum d'intensité sera placé sur chacune des deux autres phases et il n'y en aura pas sur celle qui est mise à la terre.

Pour l'éclairage à poste fixe, la tension ne dépassera pas 150 volts entre tout conducteur et la terre quand les lampes seront connectées en parallèle. Lorsqu'elles seront mises en série dans un circuit dont la tension dépasse 300 volts, on emploiera des fils bien isolés et enfermés dans une gaine ou une canalisation mise à la terre.

La partie extérieure des sockets des lampes placées à poste fixe ne peut comporter aucune partie métallique.

L'emploi de cordelières flottantes n'est permis que pour alimenter des lampes baladeuses qu'on utilise pour examiner ou réparer du matériel. Dans ce cas, la lampe sera protégée par une cage métallique, qui enfermera complètement l'ampoule et le socket, et la baladeuse comportera une poignée isolante par laquelle pénétrera la cordelière d'alimentation.

On ne peut employer des fusibles que pour la protection contre les courts-circuits.

Les machines d'extraction électriques servant à la translation du personnel seront reliées à des câbles séparés, de telle sorte que ces machines et leur

éclairage puissent être alimentés lorsque tous les autres circuits de la mine ne sont pas sous tension.

#### d) Code de l'American Standards Association.

##### A. Plan des installations.

A chaque mine, doit exister un plan de l'ensemble des travaux souterrains et des installations superficielles, qui est établi à l'échelle de 1/6.000<sup>me</sup> au moins. Il indiquera tous les circuits, les diverses installations fixes, les dimensions des conducteurs et, pour chacun des moteurs, génératrices, redresseurs et transformateurs, le voltage et la puissance en CV ou KVA.

##### B. Connexions entre deux tronçons de câbles.

Les câbles flottants ayant cinq connexions provisoires seront remplacés par des câbles neufs ou ne présentant que des connexions permanentes, avant le début du poste de travail suivant.

##### C. Joints plats du matériel antidéflagrant.

Ces joints ne peuvent avoir plus de 0,1 mm d'ouverture.

##### D. Limitation du voltage.

La haute tension (plus de 650 volts entre phases) ne peut être utilisée pour alimenter des appareils transportables, mais on peut l'appliquer à des moteurs ou transformateurs fixes.

Pour les appareils tenus en mains, telles les perforatrices électriques et les lampes baladeuses, la tension ne peut dépasser 300 volts.

##### E. Protection des organes sous tension.

Sauf dans les cas indiqués ci-après, toutes les pièces électriques nues, sous tension, non mises à la terre, et dont la tension dépasse 50 volts par rapport à la terre, seront protégées de l'une ou l'autre des manières suivantes :

- 1) Clôture complète dans laquelle une porte est aménagée pour accéder au matériel.
- 2) Garde-corps, écrans ou barrières empêchant de toucher ce matériel.
- 3) En plaçant le matériel hors d'atteinte, par exemple en le mettant à 2,40 m au moins au-dessus du plancher.

##### F. Lignes de puissance souterraines.

Il est recommandé de ne placer ces lignes que dans des galeries d'entrée d'air régulièrement surveillées.

Les câbles seront pourvus d'une gaine non métallique ou d'une armature métallique. Ils seront supportés par des fils porteurs ou directement suspendus à des crochets. Si ces fils ou crochets sont fixés dans le charbon ou tout autre matériau combustible, ils seront attachés par l'intermédiaire d'isolateurs. Les câbles peuvent être enterrés; dans ce cas, ils se trouveront à une profondeur d'au moins 30 cm sous tout matériau combustible. Lorsqu'ils passent sous une voie ferrée, ils seront à plus de 90 cm de profondeur, à moins qu'ils ne soient protégés efficacement contre l'écrasement que pourrait provoquer le passage des véhicules.



Les câbles à gaine non métallique, protégés, seront placés dans un conduit métallique ou seront enterrés comme les câbles à armature métallique. Les câbles à gaine non métallique, qui ne sont pas protégés, seront placés dans un conduit métallique.

Lorsque les conducteurs ou câbles sont protégés par une armature, un conduit ou une couverture métalliques, ceux-ci seront reliés électriquement sur toute leur longueur et mis à la terre.

Les câbles à basse tension à conducteurs multiples seront armés ou auront une gaine non métallique, et seront supportés de telle sorte qu'ils ne soient pas en contact avec un matériau combustible.

Les câbles feeders à basse tension, à conducteur unique, seront supportés par l'intermédiaire d'isolateurs et ne toucheront aucun matériau conducteur ou combustible.

Dans les galeries ne comportant pas de voie ferrée, un conducteur de mise à la terre suivra les conducteurs de puissance. Cependant, ce conducteur de mise à la terre pourra être posé nu sur le sol, mais de telle sorte qu'il ne puisse constituer un obstacle pour les pieds ni être endommagé.

Les conducteurs principaux seront disposés de telle sorte qu'ils puissent être coupés à l'entrée de la mine, au fond des puits et aux bifurcations.

#### G. Fils et feeders de trolley souterrains.

Les fils de trolley auront une conductivité et une résistance à la traction au moins égales à celles du fil de cuivre laminé N<sup>o</sup> 00 AWG.

Ils seront protégés aux endroits où le personnel entre ou sort des véhicules qui les transportent, à moins qu'on emploie à cet effet des véhicules couverts.

Les fils et feeders seront suspendus ou supportés par l'intermédiaire d'isolateurs. Dans les parties droites où le fil est à 1,50 m au moins au-dessus du rail, les supports ne seront pas distants de plus de 9 mètres. Quand la hauteur descend en dessous de 1,50 m, l'intervalle des supports ne pourra dépasser 6 mètres.

Les fils de trolley seront convenablement alignés et placés à 18 m au moins en dehors des voies ferrées.

Il est recommandé de placer les fils de trolley de telle sorte que leur inclinaison par rapport aux rails ne dépasse pas 2 %. Ils seront suffisamment tendus pour éviter que les fils puissent être accrochés par les véhicules ou le personnel.

Les fils de trolley et les feeders nus seront isolés de la terre séparément. Les crochets de suspension isolants auront un pouvoir diélectrique au moins égal à 10 fois le voltage plus 1.000. Une isolation secondaire doit exister lorsque les crochets de suspension sont fixés à des pièces métalliques.

#### H. Sous-stations souterraines.

Les salles de sous-station seront pourvues de portes qui pourront être fermées pour empêcher des personnes non-autorisées d'y accéder. Elles seront convenablement ventilées par un courant d'air séparé.

Les nouveaux transformateurs fixes ou mobiles seront du type sec ou ne contiendront qu'un liquide ininflammable.

Les transformateurs existants, qui contiennent une huile inflammable, seront installés dans des fosses incombustibles, afin d'empêcher l'écoulement de l'huile en cas de fuite ou d'explosion de l'enveloppe du transformateur.

Les stations de chargement d'accumulateurs seront construites en matériaux incombustibles et ventilées par un courant d'air séparé qui, au retour, ne pourra passer sur aucun chantier actif.

Il est interdit de fumer ou d'utiliser des flammes nues et des outils provoquant des étincelles, au voisinage immédiat des batteries. Cependant, une flamme nue ou un outil produisant des étincelles pourra être utilisé pour faire une réparation si aucune batterie n'est en chargement dans la station. Les couvercles des batteries seront ouverts pendant le chargement, afin de permettre l'évacuation de l'hydrogène et des gouttelettes d'électrolyte par le courant d'air et d'assurer la surveillance.

Les tableaux seront installés de telle sorte qu'il y aura un passage d'au moins 90 cm de large le long de ceux-ci. Un passage analogue existera le long de la face arrière lorsqu'on doit y accéder pour les besoins du service. Les tableaux à panneau unique peuvent être dispensés de cette règle si l'on peut y travailler sans danger en se tenant sur le côté. Pour les tableaux à plus de 500 volts, à l'arrière desquels il est nécessaire de tenir un passage, une issue sera prévue à chacune des deux extrémités. Ces issues seront gardées par une porte fermée. Celle-ci devra pouvoir être ouverte de l'intérieur sans avoir recours à une clef et, de l'extérieur, à l'aide d'une clef seulement.

Les conducteurs sous tension, non protégés, ne peuvent traverser les passages de circulation que sous le plancher ou à une hauteur de 2,40 m au moins au-dessus de celui-ci.

#### I. Installation des canalisations et du matériel souterrain.

Les règles suivantes seront suivies pour le placement des canalisations dans les travaux souterrains.

Les conducteurs nus seront supportés de façon rigide par des isolateurs. Lorsqu'ils sont placés sur des surfaces planes, ces isolateurs seront placés à intervalles maxima de 1,55 m. S'ils se trouvent dans des locaux secs et si la tension ne dépasse pas 500 volts, ils seront distants de 62 mm au moins l'un de l'autre et de 12 mm de la surface à laquelle ils sont attachés. Si le voltage est compris entre 301 et 650 volts, les distances ci-dessus seront portées respectivement à 10 et 25 mm. Dans les locaux humides ou dans lesquels il y a de la vapeur, il y aura un intervalle d'au moins 25 mm entre les conducteurs et la surface sur laquelle ils sont fixés, quel que soit le voltage.

Les conducteurs nus traversant un plancher ou une cloison seront séparés de ceux-ci par un tube ou un bourrage isolant, chaque conducteur ayant un tube ou un bourrage séparé. Les conducteurs nus seront distants d'au moins 50 mm des tuyaux et canalisations métalliques, de tout matériau conduc-

teur et de tout circuit d'éclairage, de puissance ou de signalisation, à moins qu'ils n'en soient séparés par un matériau non conducteur continu et fermement attaché, en plus de l'isolement du conducteur lui-même.

On ne pourra mettre des conducteurs nus dans les locaux souterrains suivants : ateliers de réparation, stations de culbutage, envoyages des puits et descenderies, salles de ventilateur, écuries, stations de chargement des accumulateurs et dans tous les endroits considérés comme dangereux parce que leur atmosphère contient du grisou, des poussières ou des vapeurs ou fumées corrosives.

Les câbles armés peuvent être placés à l'air libre, ou enfermés dans des endroits secs ou encore enfouis dans du plâtre ou de la maçonnerie de briques ou autre. Dans les endroits humides et dans ceux où l'atmosphère contient de la vapeur, on emploiera des câbles sous plomb ou des conducteurs d'un type convenant spécialement pour de telles atmosphères. On emploiera aussi des câbles sous plomb s'ils sont exposés à l'huile, l'essence ou toute autre substance qui attaque l'isolant. Les câbles à armature métallique ne pourront être employés aux endroits où ils seraient exposés à des vapeurs ou fumées corrosives, dans les stations de chargement des accumulateurs et dans tout endroit dangereux.

Dans les endroits où l'atmosphère peut être rendue explosive par un gaz, une vapeur ou de la pous-

sière, les conducteurs seront placés dans des enveloppes métalliques rigides à joints antidéflagrants.

Il ne peut y avoir aucun conducteur dans les dépôts d'explosifs souterrains, qui ne peuvent être éclairés que par des lampes portatives de sécurité.

Dans les stations de chargement d'accumulateurs les conducteurs devront être enfermés dans un conduit métallique rigide. Cependant, si elles sont ventilées par un courant d'air séparé et continu, de façon à éviter l'accumulation de gaz tonnant, on pourra employer des câbles à gaine non-métallique résistant aux flammes.

Dans les fronts, les conducteurs fixés de façon permanente ne pourront dépasser la dernière communication entre les voies parallèles d'entrée et de retour d'air (crosscut), tout en restant à 45 m au moins des fronts de défilage.

Il est recommandé de faire dans une entrée d'air les connexions des câbles flexibles du matériel antidéflagrant. Quand il n'est pas possible de faire ces connexions dans une entrée d'air, on utilisera une boîte antidéflagrante. Signalons ici que, dans certaines mines américaines, les câbles électriques descendent pas des sondages tubés jusque dans la couche exploitée. Cela permet parfois de regagner de grandes longueurs de câble, car les mines de houille sont peu profondes.

(A suivre.)

# La santé du mineur

E. DEMELENNE,

Ingénieur Principal Divisionnaire du Corps des Mines.

Au moment où, pour que vive notre industrie minière, tous les efforts sont tendus en vue d'augmenter le rendement et diminuer le prix de revient, je voudrais attirer davantage encore l'attention de tous les charbonniers sur une question qui, à mon avis, conditionne le succès de l'œuvre entreprise.

Je veux parler de la santé des ouvriers qui travaillent à front, tant des tailles que des galeries, et dont dépend, en fin de compte, le résultat de l'exploitation puisque ce sont eux qui font la production.

Cette question est à la base du recrutement et, par conséquent, du rendement, car si le milieu est mauvais pour la santé, le recrutement est difficile et, si le recrutement est difficile, il faut embaucher souvent et n'importe qui, alors que, pour espérer un bon rendement, il convient de disposer de bons ouvriers faisant longtemps la même tâche.

Chacun sait que l'ennemi N° 1 des ouvriers en question est la sclérose pulmonaire.

Il est également notoire que, depuis plusieurs années, tous les moyens sont mis en œuvre pour combattre ce mal redoutable.

## Les poussières ne sont pas seules responsables.

Quelle est la cause de ce mal ?

Actuellement, les poussières sont généralement accusées, tant dans les tailles que dans les bouveaux.

Cependant, il y a une vingtaine d'années, on admettait que seules les poussières siliceuses étaient nuisibles et l'on expliquait ainsi la « silicose » des bouveaux, les ouvriers à veine n'étant même pas mis en cause.

Plus tard, on s'aperçut que ces derniers souffraient aussi d'une maladie analogue et, depuis lors, la plus grande partie des pensionnés prématurés, pour sclérose pulmonaire, est constituée par des gens de cette catégorie.

Dès lors, la nature des poussières a-t-elle bien l'importance qu'on lui attribuait primitivement ? On peut en douter, quand on constate que les poussières de charbon paraissent agir de la même façon que celles de schistes ou de grès, matières cependant essentiellement différentes.

Et cela étant, comment expliquer que l'on ne rencontre pas systématiquement ces mêmes maladies

dans les ateliers de broyage de pierres des carrières, ou dans certains endroits des cimenteries où des ouvriers travaillent dans des atmosphères très poussiéreuses.

D'un autre côté, il y a quelques dizaines d'années, lorsque les charbonnages du Borinage exploitaient surtout les couches supérieures, beaucoup de chantiers étaient en dressant et bon nombre de ceux-ci étaient fort poussiéreux.

A cette époque, de l'avis des vieux mineurs, des hommes âgés continuaient à travailler normalement et l'on ne rencontrait pratiquement pas de jeunes invalides parmi les ouvriers à veine.

Actuellement, c'est d'ailleurs encore dans ces chantiers en dressant, qui n'ont pourtant pratiquement pas changé, que l'on voit le plus de poussières.

Ces quelques considérations ont pour but de montrer que les poussières, si nuisibles qu'elles puissent être, ne permettent pas d'expliquer, à elles seules, le développement anormal de la maladie professionnelle évoquée ci-dessus et qu'il doit exister une autre cause importante agissant concurremment.

## Les grands écarts de température sont également nuisibles.

Cette autre cause réside, à mon avis, dans le manque de précaution des ouvriers intéressés à l'égard des grandes variations de température auxquelles ils sont soumis maintenant.

Aux profondeurs actuelles d'exploitation, les ouvriers à veine et surtout les bouveaux, ces derniers étant moins bien aérés, travaillent dans des endroits où la température est élevée. Ils fournissent de gros efforts et sont constamment en transpiration au cours de l'accomplissement de leur tâche. A peine celle-ci est-elle terminée, qu'ils se précipitent vers le puits pour regagner la surface.

A contre-courant d'un air qui est de plus en plus froid et circule à une vitesse de plusieurs mètres par seconde, ils suivent les galeries principales jusqu'à l'accrochage où ils attendent, souvent sans prendre la peine de s'abriter et pendant plusieurs minutes, la cage qui leur est destinée.

Il faut savoir que, si la température à la surface varie fort avec les saisons, les observations ont

montré que la température, à front des chantiers à grande profondeur, reste pratiquement constante hiver comme été.

C'est ainsi qu'en hiver, il n'est pas rare de constater qu'entre l'endroit qu'il quitte en transpiration et l'accrochage où il attend la cage, l'ouvrier producteur se trouve chaque jour dans un courant d'air intense dont la température, sèche comme humide, s'abaisse d'une quinzaine de degrés centigrades et plus.

En hiver, la température dans les puits peut encore diminuer d'une dizaine de degrés entre le fond et la surface.

Cela ne présenterait pas grand danger si les intéressés prenaient les précautions élémentaires qui s'imposent en pareil cas, mais si l'on sait que bon nombre d'entre eux sont légèrement vêtus, prennent à peine le temps de se couvrir en quittant leur travail et laissent chemise et veston largement ouverts pendant leur voyage de retour, on doit se demander comment leur santé n'est pas encore plus vite ébranlée.

Il est sûr que quiconque se livrerait à de telles imprudences à la surface ne tarderait pas, non plus, à contracter des rhumes, bronchites et autres maladies plus graves.

Dans le temps, les exploitations se faisaient à moindre profondeur et les courants d'air étaient moins intenses du fait que les travaux n'étaient ni aussi importants ni aussi distants des puits que maintenant.

Les écarts de température, auxquels étaient soumis les ouvriers, étaient donc beaucoup moins élevés et l'on comprend que l'état sanitaire fut meilleur à cette époque.

Que les bouveleurs aient été les premières victimes du mal en question n'a, non plus, rien d'étonnant car les bouveaux ne sont jamais fort aérés du fait qu'il faut y amener l'air au moyen de tuyaux. Il y a quelques dizaines d'années, on employait généralement des tuyaux de faible diamètre, si bien que ces galeries étaient souvent mal ventilées et qu'il y faisait beaucoup plus chaud qu'ailleurs.

#### « Poussières » et « écarts de température » agissent concurremment.

Comment agissent les poussières sur un homme atteint de rhume ou de bronchite ?

C'est évidemment le médecin qui doit répondre à cette question, mais ce que chacun peut cependant dire à ce sujet, c'est que cet homme, au travail, aura certainement tendance à respirer par la bouche et absorbera beaucoup plus de poussières que celui qui peut respirer par le nez.

#### Comment protéger l'ouvrier contre les écarts de température.

La lutte contre les poussières est engagée et il faut, certes, la poursuivre avec la plus grande énergie car il est tout de même un fait, c'est que les médecins constatent que les poumons et les bronches des ouvriers silicosés ou anthracosés sont remplis de poussières.

Toutefois, ce qui précède montre que celles-ci pourraient bien ne pas être seules en cause et avoir un puissant allié dans l'action des écarts de température.

Comment parer à ce danger ?

En bref, il faudrait éviter, autant que possible, que l'ouvrier puisse se refroidir entre le moment où il quitte son travail, en transpiration, et l'instant où il pénètre dans les bains-douches à la surface.

Quand on analyse le trajet qui sépare ces deux endroits, il paraît bien difficile de soustraire complètement l'ouvrier à veine ou le bouveleur à des courants d'air de température fort variable.

En effet, même si l'on suppose que du personnel emprunte les voies et puits de retour, que l'on parvienne à convaincre l'ouvrier qu'il doit s'abriter dans la chambre d'attente qui doit exister près des puits d'entrée d'air, que l'on établisse, à la surface, un passage couvert entre les puits et les bains-douches, la plupart des ouvriers producteurs, dont le voyage de retour s'effectue plus facilement par le niveau inférieur que par le niveau supérieur de l'étage, seront toujours exposés puisqu'ils devront encore parcourir les galeries et puits d'entrée d'air où le danger est le plus grand.

Il me semble donc que, pour atteindre le but défini ci-dessus, le plus simple serait de protéger les ouvriers eux-mêmes en les obligeant à porter un vêtement approprié entre le front de taille et les bains-douches.

Ce vêtement devrait être obligatoire car, en grande partie, les ouvriers en cause sont jeunes, fort insouciant et se rendent d'autant moins compte du danger des écarts de température que la sensation de fraîcheur, qu'ils ressentent dans les courants d'air frais, leur est agréable après un dur labeur.

Ce vêtement pourrait consister en une longue blouse recouvrant le tronc et les bras et présentant les caractéristiques suivantes :

- 1) être imperméable à l'air et chaud à l'intérieur;
- 2) ne comporter ni bouton, ni autre genre de fermeture de façon qu'une fois endossé, il remplit son office indépendamment de la volonté du porteur;
- 3) posséder des ouvertures élastiques serrant le cou, les poignets et le bas du tronc, de manière à éviter que l'air froid puisse venir au contact du corps.

# Protection des roches contre le délitement et étanchéité des serrements

Traduction résumée d'un article de F.R. ZACHAR,  
paru dans la revue « Coal Age » d'avril 1951.

par G. A. MOULAERT,

Ingénieur civil des Mines, Electricien et Géologue.

## SAMENVATTING

Deze nota beschrijft een nieuw procédé dat in de Verenigde Staten aangewend wordt om twee problemen op te lossen die in het algemeen zekere moeilijkheden opleveren.

Het wordt gebruikt om :

- 1) Het gesteente in de vervoergalerijen te beschermen tegen de verbrokkeling te wijten aan de blootstelling aan de lucht;
- 2) Op economische en doeltreffende wijze de dichtheid van de schotten, dammen, deuromlijstingen en crossings in de luchtomlopen te verzekeren. Het vermindert in aanzienlijke mate de luchtverliezen. Het procédé bestaat in het aanbrengen van een plastische huid op het gesteente, door middel van een pistool-verstuiver.

## RESUME

Cette note décrit un nouveau procédé mis en œuvre aux Etats-Unis pour résoudre deux problèmes qui présentent en général certaines difficultés.

Il s'emploie pour :

- 1) protéger contre le délitement les roches exposées à l'air dans les voies de roulage;
- 2) assurer économiquement et efficacement l'étanchéité des cloisons, des serrements, des cadres de portes et des crossings dans les circuits d'aéragé. Il réduit fortement les pertes d'air. Le procédé consiste à projeter au pistolet un film plastique.

La première application a été faite dans une veine de 1,75 m. dont le toit de schistes laminés repose directement sur le charbon. Le charbon est enlevé jusqu'au toit qui est très dur et tient bien sans soutènement dans la plupart des quartiers de la mine. La voie de roulage principale a environ 11 km de longueur et sert d'entrée d'air. Le toit exposé à l'air se désagrège et des morceaux s'en détachent et tombent, surtout pendant l'été lorsque l'air est humide. Le peignage du toit de la voie est très coûteux et assez inefficace. La galerie doit être repeignée tous les mois par raison de sécurité. Les débris de roches sont empilés sur les côtés de la voie et l'encombrent.

### Enduits de protection du toit.

Pour protéger définitivement les zones peignées, on décida d'utiliser un plastique à pulvériser,

appelé « Cocoon ». Le cocoon est un liquide qui, lorsqu'on le pulvérise sous pression, se dépose en un film vite sec et étanche à l'air et à l'humidité. L'application de ce produit est très simple et peu coûteuse. Un seul homme enduit le toit de cette galerie de 11 km.

Le matériel comprend :

- 1) un compresseur actionné par un moteur de 1 HP, 250 V continu, dont le débit maximum est d'environ 800 à 1.000 litres/min sous 3 kg/cm<sup>2</sup>;
- 2) un réservoir à pulvérisation, divisé en deux compartiments, contenant, d'une part, 4 litres de Pli-O-Bond qui sert de couche de fond et, d'autre part, 16 litres de Cocoon;
- 3) deux pistolets de projection et les tuyauteries nécessaires. Le coût de l'installation s'élève à \$ 405.

La figure 1 montre le matériel disposé sur un wagonnet léger pour faciliter les déplacements. Le

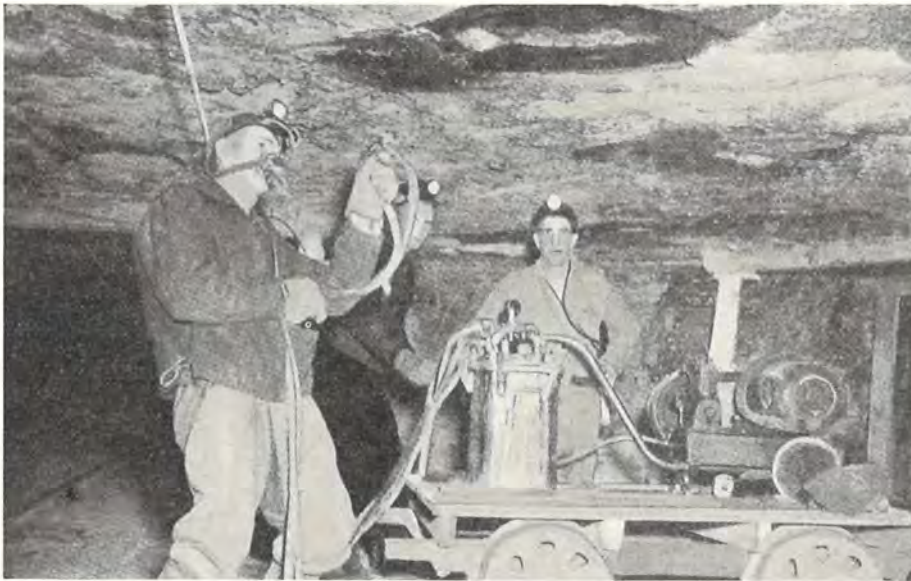


Fig. 1. — Le matériel est monté sur un wagonnet léger pour faciliter les déplacements. Il est garé dans une galerie transversale pour permettre l'application de l'enduit dans la galerie de roulage principale pendant les postes de travail.

compresseur est monté sur roues caoutchoutées pour permettre son déplacement aisé là où il n'y a pas de voie ferrée.

*Mode opératoire.*

Pour appliquer l'enduit de protection, l'ouvrier peigne le toit sur environ 30 m<sup>2</sup> et brosse la poussière. Sur les parois, il ne peigne que les 15 ou 20 cm sous le toit. La partie peignée doit être enduite le même jour.

On se sert d'un pistolet pour mettre la couche de fond Pli-O-Bond et d'un autre pour appliquer le Cocoon. On utilise habituellement un litre de Pli-O-



Fig. 2. — Application du film.

L'opérateur projette la couche de fond après le peignage. On remarque que le peignage a été étendu à 20 cm sous le toit.

Bond pour quatre litres de Cocoon. Pour que l'opérateur puisse suivre aisément les progrès de son travail et contrôler l'épaisseur de la deuxième couche, on met une teinture rouge dans le Cocoon.

On peut effectuer le travail sans interrompre le roulage principal, il suffit de garer le chariot dans une voie latérale.

*Frais d'enduisage du toit.*

Les frais de main-d'œuvre et des produits nécessaires à l'enduisage de 1.600 m<sup>2</sup> de toit se sont élevés à \$ 0.130 par pied carré (1,40 \$/m<sup>2</sup>). La direction de la mine estime que ces frais, augmentés de la faible immobilisation de \$ 405, sont bien inférieurs à ceux d'autres méthodes étudiées.

Les produits doivent être emmagasinés à une température supérieure à 5° C, car en dessous, ils ont tendance à devenir visqueux. Pour les transporter dans la mine, on utilise des bidons de 20 litres. On doit nettoyer le matériel avec de l'acétone après chaque poste pour éviter les obstructions.

A cette même mine, on essaya de rendre étanches, en les enduisant de Cocoon, des barrages en tissu afin d'éviter leur remplacement par des murs définitifs en blocs de béton. On obtint de très bons résultats, mais, comme à ces endroits les parois étaient en surplomb, le charbon en porte-à-faux avait tendance à tomber, causant des fuites dans les angles du barrage.

*Étanchéité des serrements et des barrages.*

Dans une autre mine, on a enduit au pistolet 210 murs maçonnés et 2 crossings dans le circuit d'aéragé. Auparavant, les fuites du circuit de ventilation s'élevaient à 1.050 m<sup>3</sup>/min sur une longueur totale de 3.000 m. Avec le procédé au Cocoon, les fuites ont été réduites à 570 m<sup>3</sup>/min, donnant ainsi un gain de 480 m<sup>3</sup>/min d'air utile. La différence de

pression sur la distance de 3.000 m était d'environ 25 mm d'eau.

De larges fentes et crevasses peuvent aisément être rendues étanches en augmentant l'épaisseur de la couche de Cocoon. Là où elles sont trop larges pour être bouchées par le film, on applique sur le trou un morceau d'étamine enduit de Pli-O-Bond et, immédiatement après, on applique le Cocoon. Une inspection faite après quatre mois n'a révélé ni effritement de l'enduit, ni fuite d'air dans les barrages et croisements rendus étanches.

Pour un mur maçonné de  $2 \text{ m} \times 5 \text{ m} = 10 \text{ m}^2$ , on utilise 2 litres de Pli-O-Bond et 8 litres de Cocoon. Deux hommes peignent, nettoient et enduisent en moyenne quatre murs par poste.

La figure 3 montre les parois maçonnées (murs et plafond) d'un crossing rendu étanche par ce procédé.



Fig. 5. — Parois latérales et plafond d'un crossing rendu étanche par ce procédé.

# La réglementation minière aux Pays-Bas

(Suite.)

## PRESCRIPTIONS DE L'INSPECTEUR GENERAL DES MINES REGLEMENTS-TYPES ET INSTRUCTIONS

par H. FRESON

Ingénieur en Chef - Directeur des Mines, à Bruxelles

N° 43a.

### Prescriptions concernant l'application de l'article 82, 2<sup>me</sup> alinéa, du règlement minier de 1939.

*Transport par poussoirs de wagonnets  
au voisinage des trémies de chargement.*

Lorsque les wagonnets sont amenés sous une trémie de chargement à l'aide d'un poussoir de wagonnets, les cinq wagonnets chargés en dernier lieu et les wagonnets vides doivent, jusqu'à l'endroit du poussoir, constituer un tout jointif. Cette formation jointive peut être réalisée à l'aide de cales de freinage ou par d'autres moyens.

N° 44.

### Prescriptions concernant l'application des articles 84 et 85 du règlement minier de 1939.

*Ventilateurs de puits.*

Art. 1. — Les ventilateurs de puits mus mécaniquement doivent être pourvus :

- a) de déprimomètres enregistreurs, indiquant exactement les dépressions atteintes ou les volumes d'air déplacés et dont les diagrammes doivent être conservés pendant six mois au moins, en annexe au registre d'aérage;
- b) de dispositifs de graissage automatiques.

Art. 2. — Lorsque le ventilateur de puits est mis hors service pour une durée de plus d'une heure, information doit en être donnée immédiatement et, si possible au préalable, à l'Inspecteur général des Mines.

N° 44a.

### Prescriptions concernant l'application de l'article 89, 1<sup>er</sup> alinéa, du règlement minier de 1939.

*Ventilateurs secondaires mus mécaniquement  
et autres appareils de propulsion d'air.*

Art. 1. — a) Les ventilateurs mus mécaniquement doivent être bien protégés.

b) Les ventilateurs mus mécaniquement ou les autres appareils de propulsion d'air doivent être placés dans le courant d'air du ventilateur principal.

c) Ils doivent être placés à l'origine du circuit des conduites d'aérage.

d) Ils ne peuvent mettre le circuit de ces conduites en dépression, sauf si cette dépression est nécessaire pour l'aspiration des fumées du tir.

e) Dispense d'observer les prescriptions des alinéas 2, 3 et 4 peut être accordée par l'Inspecteur général des Mines.

Art. 2. — Le point initial du circuit des conduites d'aérage doit, là où cela est nécessaire, être éloigné de l'origine de l'accès au chantier à ventiler, d'une distance d'au moins 9 mètres, dans le cas de conduites suspendues au toit, et 3 mètres, dans le cas de conduites placées au voisinage du sol.

Art. 3. — a) Lorsque le courant d'air mentionné à l'alinéa 2 de l'article 1<sup>er</sup> a parcouru, avant d'atteindre le ventilateur ou l'appareil de propulsion d'air, en dernier lieu exclusivement un front d'abatage, cette circonstance doit être indiquée sur le plan d'aérage, ou sur un état séparé joint au plan d'aérage.

b) Si le ventilateur ou l'appareil aspire, sur le courant d'air précité, un volume d'air qui, d'après les mesures, dépasse 60 % ou que l'on estime aux deux tiers environ de celui-ci, cette circonstance doit être indiquée sur le plan d'aérage ou sur un état séparé joint au plan d'aérage.

Art. 4. — a) Pour la ventilation des fronts de travail sur une distance ne dépassant pas 40 m, l'emploi d'éjecteurs est obligatoire, sauf si l'on peut utiliser des ventilateurs de construction légère, d'un graissage assuré sous toutes inclinaisons, mus par l'électricité ou par l'air comprimé.

b) Dispense d'observer les prescriptions du 1<sup>er</sup> alinéa peut être accordée par l'Inspecteur général des Mines.



N<sup>o</sup> 45.

### Prescriptions concernant l'application de l'article 96 du règlement minier de 1939.

#### Barrages de poussières de schiste.

##### Poussière de charbon.

Art. 1. — a) La poussière de charbon, contenant à l'état frais, et abstraction faite des cendres et de l'humidité, moins de 14 % en poids de matières volatiles, est considérée comme non dangereuse pour l'application des présentes prescriptions.

b) La poussière de charbon ayant en matières volatiles une teneur de 14 % ou plus, calculée en faisant abstraction des cendres et de l'humidité, est considérée comme présentant, suivant les circonstances, un caractère dangereux ou non.

Art. 2. — Lorsque de la poussière de charbon ayant un caractère dangereux se présente dans une mine, la Direction de la mine doit prendre des mesures de protection contre les explosions de grisou et de poussière. Elle est tenue de donner à l'Inspecteur général des Mines communication écrite, au besoin accompagnée de plans, des mesures qu'elle a prises.

##### Protection réalisée par poussières de schistes.

Art. 3. — La protection par poussières de schiste doit être réalisée, soit par barrages de poussière, soit par schistification. Dans les mines à charbon gras, les deux moyens doivent être appliqués.

##### Barrages de poussières de schiste.

Art. 4. — a) Les barrages de poussières de schiste se divisent en barrages principaux et barrages auxiliaires.

b) Ils doivent consister en planchers de bois constitués les uns d'une seule planche, dénommés « planchers simples », les autres de plusieurs planches placées l'une près de l'autre, dénommés « planchers multiples ». Sur chacun de ces planchers multiples, on ne peut déposer plus de 300 kg de poussière de schiste, tandis que les planchers simples doivent être chargés, individuellement, de 50 à 100 kg de poussière de schiste au maximum.

c) Les planches, dont sont constitués les planchers multiples, ne peuvent pas être reliées entre elles par des traverses ou des lattes, mais doivent, individuellement, reposer librement sur le soutènement du plancher.

d) Les planches, tant des planchers simples que des planchers multiples, doivent être placées perpendiculairement à la direction de la galerie dans laquelle est établi le barrage principal de poussières.

e) Les barrages principaux établis dans l'entrée et dans le retour d'air d'une division d'aérage, et ceux qui sont établis entre des fronts de travaux de reconnaissance et de travaux préparatoires, d'une part, et les travaux souterrains voisins, d'autre part, doivent être constitués d'un certain nombre de barrages multiples, tandis qu'à chaque extrémité doivent être établis au moins deux barrages simples. Ils doivent contenir au moins 400 kg de poussière de schiste par mètre carré de section des bouvaux ou galeries dans lesquels sont installés les barrages. Cette quantité de poussière de schiste peut, moyen-

nant l'assentiment de l'Inspecteur général des Mines, être réduite à 300 kg par m<sup>2</sup>, lorsque le manque d'espace s'oppose à l'établissement du nombre nécessaire de barrages. Les barrages auxiliaires de poussières doivent comprendre un certain nombre de planchers simples, qui doivent contenir ensemble 100 kg de poussière de schiste par mètre carré de bouveau ou de galerie dans lesquels sont installés les barrages.

f) La distance des planchers entre eux doit être de 2 mètres au moins et de 3 mètres au plus, tant pour les barrages principaux de poussières que pour les barrages auxiliaires. Tous les planchers barrages doivent pouvoir entrer facilement en action et un espace suffisant doit leur être ménagé. La distance entre le revêtement du toit et le niveau supérieur du tas de poussière de schiste doit être en tout point d'au moins 10 centimètres.

g) La distance des barrages de poussière au front de taille ainsi qu'aux fronts des travaux d'aménagement ou des travaux préparatoires, doit être, si possible, d'au moins 60 mètres; une distance plus courte ne peut être adoptée que dans des cas particuliers et que pour des barrages auxiliaires de poussière, situés entre deux fronts d'abatage ou établis entre les fronts de travail qui se trouvent dans la même division d'aérage et sont parcourus en série par le même courant d'air.

h) Lorsque, par suite des circonstances, des barrages auxiliaires de poussières ne satisfont pas temporairement aux prescriptions du cinquième alinéa, ceux-ci doivent être complétés le plus vite possible, soit par une nouvelle quantité de poussières de schiste, dont ils sont chargés à l'occasion de leur déplacement, soit par l'établissement de nouveaux barrages auxiliaires, de telle manière qu'ils contiennent à nouveau au moins 100 kg de poussières de schiste par mètre carré de section de galerie.

i) Les planchers, qu'ils soient multiples ou simples, doivent être établis dans la section libre du bouveau ou de la galerie, dans le tiers supérieur de ceux-ci. Ils ne peuvent pas être placés dans des niches ménagées dans le toit ou dans les parois.

L'emplacement des barrages de poussières de schiste doit être indiqué sur les plans d'aérage ou sur des plans de schistification spécialement dressés.

##### Schistification.

Art. 5. — a) La schistification doit être opérée de telle manière que la poussière de schiste atteigne tous les endroits où la poussière de charbon peut se déposer. Si des accumulations de poussière de charbon d'une épaisseur dépassant 2 mm existent sur les bèles ou sur les parois, cette poussière doit être enlevée avant qu'on ne commence les opérations de schistification.

b) En général, la schistification doit se faire pendant le poste le moins chargé. Autant que possible, elle doit se faire mécaniquement. Les endroits de travail, vers lesquels le courant d'air entraîne les poussières de schiste, ne peuvent pas être occupés pendant que s'exécutent les opérations de schistification mécanique.

c) Les personnes spécialement chargées de la schistification doivent être munies de masques à

poussière ou de lunettes protégeant contre les poussières et de masques respiratoires.

d) La quantité de poussière de schiste à utiliser pour la schistification doit être telle que le mélange de poussière de charbon et de poussière de schiste, existant dans les bouveaux et les galeries, ait une teneur moyenne en éléments combustibles ne dépassant pas 50 %. Cette teneur ne concerne que la partie du mélange de poussières passant au travers d'un tamis de 144 mailles par centimètre carré (tamis normal n° 12).

*Surveillance de la protection réalisée par schistification.*

Art. 6. — a) Dans chaque mine, au besoin dans chaque division, sont désignées des personnes déterminées, chargées de l'installation et de l'entretien des barrages de poussières de schiste et préposées à la schistification.

b) Lorsqu'on applique dans une mine la protection par poussières de schiste, un surveillant est en outre spécialement chargé de la surveillance des barrages de poussières de schiste et de la schistification.

c) Le surveillant désigné à l'alinéa précédent vérifie si les barrages de poussières de schiste sont disposés correctement, s'ils sont en état d'entrer convenablement en action, si la poussière déposée sur les barrages de poussières de schiste est encore suffisamment apte à se répandre et si le mélange de poussières, dans les parties schistifiées de la veine, satisfait aux conditions imposées.

d) Pour chaque barrage de poussières de schiste, il est tenu une fiche sur laquelle sont annotées dans l'ordre chronologique toutes les données relatives à l'établissement, à la quantité de poussières de schiste, à la section de la galerie dans laquelle le barrage est installé, aux contrôles, au renouvellement de la poussière de schiste, etc.

e) Au moins une fois tous les deux mois, le mélange de poussières des parties schistifiées de la mine doit être examiné au point de vue de sa teneur en éléments combustibles. A cet effet, des échantillons de poussière déposée sur les bèles et sur les parois seront prélevés dans chaque galerie ou bouveau schistifié, sur une distance de 50 mètres, à au moins dix endroits qui ne soient pas éloignés de plus de 5 m l'un de l'autre. On peut constituer un échantillon moyen provenant de cinq endroits contigus peu éloignés l'un de l'autre pour en déterminer la teneur en cendres.

f) Des échantillons du mélange de poussières se trouvant sur le sol du bouveau ou de la galerie doivent être prélevés séparément, aux endroits spécifiés à la deuxième phrase de l'alinéa précédent, et soumis à l'analyse.

g) Sur les plans d'aérage ou sur les plans de schistification doivent être annotés les résultats des examens des derniers échantillons de poussière prélevés à l'endroit indiqué, avec indication de la date de l'examen.

*Conditions*

*auxquelles doit satisfaire la poussière de schiste utilisée pour la protection par schistification.*

- Art. 7. — a) La poussière de schiste doit :
- 1) présenter pour la santé une innocuité attestée par un certificat émanant d'une personne ou d'un organisme qualifiés,
  - 2) être broyée à une finesse telle que :
    - 1° la totalité passe au tamis de 144 mailles par cm<sup>2</sup> (tamis normal n° 12);
    - 2° 50 % en poids passe au tamis de 6.400 mailles par cm<sup>2</sup> (tamis normal n° 80),
  - 3) ne pas contenir plus de 10 % de matières combustibles,
  - 4) pouvoir encore être mise entièrement en suspension dans l'air après avoir été conservée au-dessus de l'eau pendant 7 jours consécutifs, dans un espace hermétiquement fermé à l'air.
- b) Un échantillon de la poussière de schiste à utiliser doit être envoyé auparavant à l'Inspecteur général des Mines, chaque fois que la composition subit des modifications ou que l'on change de fournisseur.

N° 46.

**Prescriptions concernant l'application de l'article 100, 2<sup>me</sup> alinéa, du règlement minier de 1939.**

*Indication, sur les plans d'aérage, des endroits où le grisou a été décelé.*

Sauf dispense de l'Inspecteur général des Mines, les endroits où du grisou a été décelé dans le courant d'air à l'aide de la lampe de mine doivent être clairement indiqués sur les plans d'aérage, par une petite croix tracée en rouge.

N° 47.

**Prescriptions concernant l'application de l'article 102 du règlement minier de 1939.**

*Eclairage permanent des voies de garage au voisinage des burquins, puits intérieurs, plans inclinés, etc.*

Les voies de garage, installées au voisinage des burquins, puits intérieurs, plans inclinés de telle manière qu'à chaque manœuvre, elles soient parcourues par des wagonnets isolés sans conducteur, doivent, pendant la durée de leur service normal, être éclairées en permanence, soit à l'électricité, soit à l'aide de lampes de mine, etc.

N° 48.

**Prescriptions concernant l'application de l'article 103 du règlement minier de 1939**

*Lampes de sûreté à benzine.*

Art. 1. — La lampe doit être munie d'une double coiffe en toile métallique ou d'un autre dispositif, par exemple une tôle métallique perforée, capable d'empêcher une inflammation de grisou, se produisant à l'intérieur de la coiffe ou de la tôle, de se propager à l'extérieur. S'il est fait usage de coiffes

en toile métallique, la coiffe intérieure doit être en fil de fer ou de métal Monel.

Art. 2. — La lampe doit être construite de telle manière que ses diverses parties s'appliquent hermétiquement l'une contre l'autre.

Art. 5. — a) L'espace dans lequel s'effectue la combustion ne peut communiquer avec l'atmosphère ambiante par des ouvertures de plus de 0,25 mm<sup>2</sup>; dans les passages d'axes présentant une fourrure d'au moins 25 mm de longueur, le jeu diamétral ne peut dépasser 0,45 mm.

b) Les coiffes de toile métallique doivent être constituées de fil de diamètre régulier, compris entre 0,50 et 0,42 mm.

Art. 4. — La distance entre le sommet de la coiffe de toile métallique et le couvercle de la lampe ne peut pas être inférieure à 10 mm.

Art. 5. — Le verre cylindrique doit être constitué par un verre soigneusement recuit d'épaisseur de paroi régulière, comprise entre 4 et 8 mm. Les faces terminales du cylindre doivent être meulées perpendiculairement à l'axe ou avoir subi un parachèvement au moins équivalent à celui-là.

Art. 6. — La lampe doit être pourvue d'une fermeture robuste et sûre construite de telle manière qu'aucune des parties de la lampe ne puisse se détacher d'elle-même et que l'ouverture illicite de la lampe soit rendue impossible, si ce n'est par la force.

Art. 7. — La puissance lumineuse de la lampe, après nettoyage, doit être égale à au moins 0,6 bougie normale.

Art. 8. — La lampe doit pouvoir être allumée lorsqu'elle est fermée et d'une manière telle qu'il n'y ait pas de danger de traversée de la flamme.

Art. 9. — La lampe doit être remplie de telle manière qu'en cas de renversement, la benzine ne se répande pas. Le réservoir doit être rempli d'ouate.

N<sup>o</sup> 49.

#### Prescriptions concernant l'application de l'article 103 du règlement minier de 1939.

##### *Lampes électriques portatives.*

Art. 1. — Les ampoules à incandescence doivent être protégées par une coiffe en verre épais à fermeture hermétique.

Art. 2. — La boîte métallique contenant l'accumulateur doit être parfaitement étanche aux liquides.

Art. 3. — La lampe doit être pourvue d'une tête métallique, qui doit être fixée sur la lampe de telle manière qu'il soit impossible d'enlever la coiffe de verre ou d'ouvrir la lampe dans les travaux souterrains.

Art. 4. — Les bornes de contact livrant passage au courant électrique doivent se trouver à l'intérieur de la lampe lorsque celle-ci est fermée.

Art. 5. — Les bornes de l'accumulateur doivent être disposées de telle manière qu'elles soient inaccessibles lorsque la lampe est en service.

Art. 6. — Pour chaque type de lampe électrique de mine en service ou à mettre en service dans les travaux souterrains, doit être soumis à l'Inspecteur général des Mines un certificat d'essai produit par

une station d'essai, établissant que les lampes présentent une sécurité suffisante contre le grisou.

N<sup>o</sup> 50.

#### Prescriptions concernant l'application de l'article 122, 3<sup>me</sup> alinéa, du règlement minier de 1939.

##### *Registre de sondage.*

Le registre de sondage prescrit par l'article 122 du Règlement Minier de 1939 doit recevoir les indications suivantes :

- 1) la méthode de sondage appliquée;
- 2) autant que possible, la nature et les propriétés des couches et des terrains recoupés;
- 3) l'avancement journalier;
- 4) la profondeur atteinte;
- 5) les dimensions des tubages;
- 6) la méthode d'isolement des niveaux recoupés;
- 7) la méthode d'essai de l'isolement des niveaux aquifères et le résultat de cet essai;
- 8) toutes les autres particularités dignes d'intérêt.

N<sup>o</sup> 51.

#### Prescriptions concernant l'application de l'article 139 du règlement 139, 1<sup>er</sup> alinéa, du règlement minier de 1939.

##### *Transport d'explosifs dans les travaux de surface.*

Art. 1. — Sauf s'il a lieu dans des wagons sur rails, le transport des explosifs dans les travaux de surface des mines ne peut s'opérer qu'à l'aide de véhicules en bon état et pourvus de ressorts.

Art. 2. — Dans les véhicules susdits, les caisses doivent reposer sur un tapis amortisseur, être recouvertes de couvertures en poils ou en laine et disposées et immobilisées de telle manière qu'elles ne puissent se déplacer au cours du transport.

N<sup>o</sup> 52.

#### Prescriptions concernant l'application de l'article 142 du règlement minier de 1939.

##### *Dépôt souterrain d'explosifs.*

Art. 1. — a) Le dépôt doit, si possible, être situé dans le retour d'air. Si le dépôt ne peut pas être établi dans le retour d'air, les mesures propres à assurer le retour de l'air ayant servi à ventiler le dépôt doivent être arrêtées d'accord avec l'Inspecteur général des Mines.

b) La partie du dépôt dans laquelle sont conservés les explosifs doit en outre être située à 100 m au moins des puits, à une distance suffisante (au moins 50 m) d'autres dépôts dans lesquels sont emmagasinés ou conservés des explosifs, et à 10 m au moins de tout puits intérieur, burquin, plan incliné, bouveau ou galerie qui sont en service.

c) Dans le cas où l'emplacement du dépôt est relié, par une galerie ou un bouveau rectiligne, à une galerie ou un bouveau régulièrement affectés à la circulation ou au transport, la partie du dépôt dans laquelle sont conservés les explosifs ne sera pas aménagée dans la galerie ou le bouveau précités

eux-mêmes, mais dans un espace disposé perpendiculairement à ceux-ci.

*Art. 2.* — Le dépôt doit être maintenu sec; les parois et le plafond doivent être garantis contre les éboulements et le morcellement.

*Art. 3.* — Le dépôt doit être convenablement fermé au moyen d'une porte, éventuellement munie d'un guichet pouvant être fermé.

*Art. 4.* — Sur la paroi extérieure de la porte doit être placée, en caractères distincts et indélébiles, l'inscription « Dynamite », et sur la paroi intérieure doit être mentionnée, de la même manière, la quantité maximum dont l'emmagasinement dans le dépôt est autorisé.

*Art. 5.* — Le dépôt doit se composer de deux compartiments dont celui d'arrière, dans lequel ne peuvent être conservés que les explosifs, ne peut communiquer que par une baie de porte avec le compartiment avant dans lequel se fait la distribution.

*Art. 6.* — Les explosifs doivent être placés dans le dépôt de telle manière que la quantité totale puisse faire l'objet d'une vérification aisée.

*Art. 7.* — Le dépôt ne peut contenir d'autres explosifs que ceux qui ont fait l'objet d'une autorisation de l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 8.* — Le plancher du dépôt doit être en bois ou en un autre matériau admis par l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 9.* — a) La baie de porte, mentionnée à l'article 5, doit pouvoir être fermée par une porte.

b) La porte mentionnée à l'alinéa précédent, de même que la porte extérieure du dépôt, doivent toutes deux être fermées à l'aide d'une serrure, lorsqu'il ne se trouve personne dans le dépôt; les serrures doivent être différentes.

c) Lorsque ces portes sont fermées, il doit être impossible de les lever de leurs gonds.

d) Les clefs doivent être constamment en possession du magasinier désigné par la direction de la mine.

*Art. 10.* — Le dépôt doit être maintenu en état de propreté et ventilé d'une manière satisfaisante.

*Art. 11.* — a) Dans le dépôt doit se trouver constamment un thermomètre centigrade à maximum et minimum, en bon état.

b) La température du dépôt ne peut descendre sous + 8° C, ni monter au delà de + 40° C. Ces températures doivent être journellement inscrites dans le registre à ce destiné. Dès que la température est montée à + 27° C ou au delà, ou descendue à + 12° C ou en dessous, il doit en être donné immédiatement connaissance à l'Inspecteur général des Mines, avec l'indication exacte de la température constatée.

*Art. 12.* — a) Les explosifs doivent être emmagasinés, entourés de l'emballage dans lequel le fabricant les a livrés.

Les caisses et les tonneaux contenant des explosifs ne peuvent pas être empilés en plus de deux couches; entre chaque série de deux couches superposées, il doit exister un intervalle d'au moins 5 cm. Les fonds des caisses placées au niveau le plus élevé ne peuvent se trouver à plus de 1,20 m au-dessus du

sol. Ces caisses et tonneaux ne peuvent pas être ouverts dans le dépôt.

*Art. 13.* — Lorsque les détonateurs sont également conservés dans le magasin, ils doivent être placés dans un local distinct, d'une contenance minimum de 15 m<sup>3</sup>.

*Art. 14.* — Il est interdit d'accéder au dépôt en étant porteur d'autres lampes que des lampes de sûreté fermées et répondant à tous égards aux exigences de la sécurité.

*Art. 15.* — Dans le compartiment dans lequel sont conservés les explosifs on ne peut circuler qu'avec des bottines ou des galoches dépourvues de clous.

*Art. 16.* — Au voisinage immédiat du dépôt doivent être tenus prêts à l'utilisation immédiate, soit une quantité suffisante de sable, contenu dans un récipient, ainsi qu'une pelle, soit un autre moyen efficace d'extinction d'incendie.

*Art. 17.* — Ne peuvent accéder au dépôt que les personnes chargées de la distribution, du transport ou de la surveillance.

*Art. 18.* — Les noms des magasiniers doivent être communiqués à l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 19.* — La direction de la mine est tenue de se conformer aux indications complémentaires, relatives à la sécurité, que l'Inspecteur général des Mines lui donnera éventuellement, en ce qui concerne le dépôt d'explosifs.

*Art. 20.* — Le dépôt ne peut pas être mis en service avant d'avoir été visité et trouvé en ordre par un fonctionnaire de l'Administration des Mines.

N° 53.

### Prescriptions concernant l'application de l'article 142 du règlement minier de 1939.

#### Dépôt souterrain de distribution d'explosifs.

*Art. 1.* — a) Le dépôt doit, si possible, être situé dans le retour d'air. Si le dépôt ne peut pas être établi dans le retour d'air, les mesures propres à assurer le retour d'air ayant servi à ventiler le dépôt doivent être arrêtées d'accord avec l'Inspecteur général des Mines.

b) La partie du dépôt dans laquelle sont conservés les explosifs doit en outre être située à 100 m au moins des puits, à une distance suffisante (au moins 50 mètres) d'autres dépôts d'explosifs, et à 10 mètres au moins de tout puits intérieur, burquin, plan incliné, bouveau ou galerie qui sont en service.

c) Dans le cas où l'emplacement du dépôt est relié par une galerie rectiligne à une galerie régulièrement affectée à la circulation ou au transport, la partie du dépôt dans laquelle sont conservés les explosifs ne sera pas aménagée dans la galerie précitée elle-même, mais dans un espace disposé perpendiculairement à celle-ci.

*Art. 2.* — La galerie conduisant au dépôt doit, dans le cas où les explosifs sont distribués aux ouvriers eux-mêmes, être divisée sur une distance suffisante en deux couloirs de telle manière que les ouvriers qui entrent et ceux qui sortent ne puissent se rencontrer. Le couloir affecté à l'entrée doit être indiqué d'une manière distincte.

*Art. 3.* — Le dépôt doit être maintenu sec; les parois et le plafond doivent être garantis contre les éboulements et le morcellement.

*Art. 4.* — Le dépôt doit être convenablement fermé au moyen d'une porte, éventuellement munie d'un guichet pouvant être fermé.

*Art. 5.* — Sur la paroi extérieure de la porte doit être placée, en lettres distinctes et indélébiles, l'inscription « Dynamite » et sur la paroi intérieure doit être mentionnée de la même manière, la quantité maximum dont l'emmagasinage dans le dépôt est autorisé.

*Art. 6.* — Le dépôt doit se composer de deux compartiments, dont celui d'arrière, dans lequel seuls les explosifs peuvent être conservés, ne peut communiquer que par une baie de porte avec le compartiment avant, dans lequel se fait la distribution.

*Art. 7.* — Les explosifs doivent être placés dans le dépôt de telle manière que la quantité totale puisse faire l'objet d'une vérification aisée.

*Art. 8.* — Le dépôt ne peut contenir d'autres explosifs que ceux qui ont fait l'objet d'une autorisation de l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 9.* — Les dispositifs d'allumage doivent être conservés dans un coffre mural, ménagé dans la paroi, ou dans un réduit spécial bien séparé du dépôt. Si l'on utilise à cette fin un coffre mural, celui-ci doit être éloigné d'au moins 10 mètres du local dans lequel sont emmagasinés les explosifs. Si l'on utilise à cette fin un réduit situé à moins de 10 m de ce local, le volume de ce réduit doit être d'au moins 8 mètres cubes. Le coffre ou le réduit doivent être disposés de manière telle que, lors de la distribution des dispositifs d'allumage, on n'ait pas à traverser le local dans lequel sont emmagasinés les explosifs.

*b)* La disposition du coffre par rapport au sol du dépôt doit être choisie de telle manière que la hauteur de chute de détonateurs tombant éventuellement du coffre ne dépasse pas 50 cm; le fond du coffre doit être recouvert d'une couche de bois.

*c)* Sur la paroi extérieure de la porte du coffre ou du réduit doit être placée, en lettres distinctes et indélébiles, l'inscription « Détonateurs » et sur la paroi intérieure de cette porte doit être mentionnée, de la même manière, la quantité maximum de détonateurs, dont l'emmagasinage dans le coffre ou dans le réduit est autorisé.

*Art. 10.* — Le plancher du dépôt doit être en bois ou en un autre matériau admis par l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 11.* — *a)* La baie de porte mentionnée à l'article 6 doit pouvoir être fermée par une porte.

*b)* La porte mentionnée à l'alinéa précédent, de même que la porte extérieure du dépôt et la porte du coffre ou du réduit mentionnés à l'article 4, doivent, lorsque personne ne se trouve dans le dépôt, être fermées chacune par une serrure efficace.

Ces serrures doivent être différentes l'une de l'autre.

*c)* Lorsque ces portes sont fermées, il doit être impossible de les lever de leurs gonds.

*d)* Les clefs doivent être constamment en possession du magasinier désigné par la direction de la mine.

*Art. 12.* — Le dépôt doit être tenu en état de propreté et ventilé d'une manière satisfaisante.

*Art. 13.* — *a)* Dans le dépôt doit constamment se trouver un thermomètre centigrade à maximum et minimum en bon état.

*b)* La température dans le dépôt ne peut descendre sous + 8° C ni monter au delà de + 40° C. Dès que la température est montée à 27° C ou au delà ou est descendue à + 17° C ou en dessous, mention doit en être faite au moins une fois par jour dans le registre d'aéragage, avec l'indication exacte de la température constatée.

*Art. 14.* — *a)* Les explosifs doivent être conservés dans l'emballage dans lequel la fabrique les livre.

*b)* Les caisses et les tonneaux contenant des explosifs ne peuvent être empilés en plus de deux couches dans les rayons; entre chaque série de deux couches superposées, il doit exister un intervalle d'au moins 5 cm. Les fonds des caisses placées au niveau le plus élevé ne peuvent se trouver à plus de 1,20 m au-dessus du sol. Les détonateurs doivent être déposés dans les caisses destinées à les recevoir, de manière qu'ils ne puissent en tomber, si ce n'est par suite d'un manque notable de précaution de la part du magasinier.

*Art. 15.* — Il est interdit d'accéder au dépôt en étant porteur d'autres lampes que des lampes de sûreté fermées et répondant à tous égards aux exigences de la sécurité.

*Art. 16.* — Dans le compartiment dans lequel sont conservés des explosifs, on ne peut circuler qu'avec des bottines ou des galoches dépourvues de clous.

*Art. 17.* — Pour ouvrir les caisses, tonneaux ou autres emballages, on ne peut utiliser que des outils en bois ou en cuivre. Lors de l'ouverture, il doit être tenu compte des indications données et des repères placés par le fabricant.

*Art. 18.* — Les caisses et tonneaux vides et les autres emballages non utilisés, ainsi que tous les objets dont la présence n'est pas expressément prescrite ou demandée, doivent toujours être éloignés du dépôt.

*Art. 19.* — Au voisinage immédiat du dépôt doivent être maintenus prêts à un emploi immédiat, soit une quantité suffisante de sable, contenue dans un récipient ainsi qu'une pelle, soit un autre dispositif efficace d'extinction d'incendie.

*Art. 20.* — Ne peuvent accéder au dépôt que les personnes chargées de la distribution, du transport ou de la surveillance.

*Art. 21.* — Les noms des magasiniers doivent être communiqués à l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 22.* — La direction de la Mine est tenue de se conformer aux indications complémentaires que l'Inspecteur général des Mines viendrait à donner en vue de la sécurité, en ce qui concerne le dépôt d'explosifs.

*Art. 23.* — Le dépôt ne peut être mis en usage avant qu'il n'ait été visité et trouvé en ordre par un fonctionnaire du Service de l'Inspection des Mines.

N° 54.

**Prescriptions concernant l'application de l'article 142 du règlement minier de 1939.**

*Dépôt auxiliaire souterrain d'explosifs.*

Art. 1. — a) Dans un dépôt auxiliaire souterrain d'explosifs, on peut emmagasiner au plus la quantité d'explosifs estimée nécessaire pour la consommation d'une semaine, sans toutefois dépasser 150 kg, ainsi que 300 détonateurs, des dispositifs d'inflammation et autre matériel de minage.

b) Il est interdit d'y emmagasiner d'autres objets.

Art. 2. — a) Le dépôt auxiliaire doit être situé à une distance d'au moins 100 mètres des puits et des endroits où l'on mine et d'au moins 10 mètres des puits intérieurs, burquins et plans inclinés affectés à la circulation du personnel ou au transport.

b) La distance entre les dépôts auxiliaires doit être d'au moins 100 mètres.

Art. 3. — Le dépôt auxiliaire ne peut avoir qu'une entrée; la fermeture efficace de celle-ci, qui ne peut être ouverte que par des personnes qualifiées à cette fin, ne doit, lorsqu'elle est fermée, pouvoir être levée hors de ses gonds ni être fracturée aisément d'une autre manière.

Art. 4. — Le dépôt auxiliaire doit, pour autant que l'Inspecteur général des Mines le juge nécessaire, être protégé de part et d'autre par schistification des galeries.

Art. 5. — a) Les explosifs doivent être conservés dans un coffre solide, pourvu d'une fermeture spéciale ou dans l'emballage d'origine, fourni par le fabricant (caisses).

b) Les dispositifs d'allumage doivent être conservés dans un coffret mural fermé, ménagé dans la paroi du dépôt auxiliaire, ou un coffre pourvu d'une fermeture spéciale disposé près de l'ouverture de la porte.

c) La distance entre le fond du coffret mural ou des coffres et le sol du dépôt auxiliaire ne peut dépasser 50 cm.

d) Les détonateurs doivent être déposés sur un fond de bois.

Art. 6. — Dans le dépôt auxiliaire, il doit toujours y avoir un thermomètre à maximum et minimum, en état de fonctionner.

Art. 7. — La température ne peut, dans le dépôt auxiliaire, descendre en dessous de + 8° C ni monter au delà de + 40° C.

Art. 8. — Pour ouvrir les caisses ou autres emballages, on ne peut utiliser que des outils en bois ou en cuivre.

Art. 9. — Le transport des explosifs et des dispositifs d'allumage doit s'effectuer avec sécurité et si possible aux moments où l'activité du transport est nulle ou réduite.

Art. 10. — Les noms des magasiniers de dépôt auxiliaire ou boutefeux responsables doivent être inscrits dans un registre qui doit être conservé en un endroit désigné par la direction de la Mine et approuvé par l'Inspecteur général des Mines.

Art. 11. — Le sol du dépôt auxiliaire doit être en bois ou en un autre matériau admis par l'Inspecteur général des Mines.

Art. 12. — Eu égard aux circonstances locales, l'Inspecteur général des Mines se réserve d'imposer des conditions complémentaires en ce qui concerne la situation, l'aménagement et l'usage du dépôt auxiliaire.

Art. 13. — Le dépôt auxiliaire ne peut être mis en usage qu'après contrôle et avec l'assentiment d'un fonctionnaire de l'Administration des Mines; celui-ci mentionne ses constatations et la décision qu'il a prise dans le registre de la mine.

Art. 14. — Si un dépôt auxiliaire est mis hors service, il doit en être immédiatement donné connaissance, par écrit, à l'Inspecteur général des Mines.

N° 55.

**Prescriptions concernant l'application de l'article 150 du règlement minier de 1939.**

*L'emploi des explosifs et des dispositifs d'allumage (Règlement de minage).*

A. — *Dispositions générales.*

Art. 1. — La mission d'utiliser des explosifs doit être confiée exclusivement à des personnes spécialement qualifiées à cet effet (boutefeux), aux chefs suffisamment compétents, des équipes au charbon et à la pierre (abatteurs-boutefeux) et au personnel de la surveillance.

Art. 2. — Lorsqu'ils sont inutilisables, les objets servant au minage doivent être remis dans le plus bref délai possible, mais non avant la fin du poste au cours duquel ils ont été trouvés inutilisables, et mention doit être faite, lors de la remise, des défauts constatés.

Art. 3. — Les agents chargés du tir, utilisant des explosifs et des appareils de mesure servant à l'allumage électrique, sont obligés de présenter ces instruments exactement aux époques et aux endroits prescrits pour la vérification de ceux-ci.

Art. 4. — Les agents chargés du tir sont tenus, pendant l'exécution de leur travail, d'avoir les présentes prescriptions constamment à leur disposition.

B. — *Transport du matériel de minage.*

Art. 5. — Le transport des explosifs, en quantités supérieures à 20 kg, doit se faire par axe.

Art. 6. — Le port des explosifs ne peut s'effectuer que par les agents chargés du tir ou sous leur surveillance immédiate.

Art. 7. — a) Ce port doit s'effectuer dans des cartouchières en tôle, pourvues d'un numéro indélébile et d'une serrure efficace qui ne puisse être ouverte par des personnes non initiées.

b) Les agents chargés du tir doivent être constamment porteurs de la clef de cette serrure et ils sont responsables des mesures à prendre pour que cette clef ne puisse jamais tomber aux mains de personnes non initiées.

c) Le transport du matériel de minage dans une cartouchière contenant au maximum 15 kg ne peut s'effectuer à pied sur une distance supérieure à

2.000 mètres; en cas de transport à pied sur une distance supérieure à 2.000 mètres, le poids maximum admissible est limité à 10 kg.

*Art. 8.* — Les détonateurs et les détonateurs électriques doivent être transportés, soit dans des boîtes ou sacoches spéciales destinées à cet usage, soit dans un compartiment spécial des cartouchières prévues à l'article précédent.

*Art. 9.* — Le transport des explosifs dans des burquins n'est autorisé que sous réserve de l'observation des mesures suivantes :

- 1) les détonateurs et les détonateurs électriques ne peuvent être transportés dans les cartouchières, mais doivent être dans les boîtes ou sacoches spéciales prévues à l'article précédent, par le compartiment des échelles du burquin;
- 2) pendant le transport des explosifs par la cage, celle-ci ne peut être utilisée au transport d'aucun autre objet;
- 3) avant que le transport des explosifs ne commence, les agents chargés du tir donnent connaissance du transport prévu aux préposés aux signaux à la tête et au pied du burquin; le transport ne peut commencer avant que chacun de ces préposés n'ait fait savoir qu'il a connaissance du transport prévu;
- 4) pendant le transport des explosifs, aucune personne ne peut se trouver dans le compartiment des échelles du burquin;
- 5) seuls les agents chargés du tir peuvent placer les explosifs dans la cage et les enlever de celle-ci. La cage, dans laquelle la cartouchière contenant les explosifs est placée, doit constamment se trouver à quelques mètres au-dessus ou en dessous de l'envoyage ou de la recette, aussi longtemps que l'agent chargé du tir n'est pas présent à cet envoi ou à cette recette.

*b)* Si le transport a lieu par un puits intérieur, ne sont applicables que les prescriptions 3 et 4 du premier alinéa, et les agents chargés du tir peuvent dès lors être transportés en même temps que les explosifs qui leur sont confiés. Au cours de ce transport, ils doivent garder leur cartouchière à la bretelle, tandis que les détonateurs doivent rester dans la boîte ou la sacoche ou dans le compartiment spécial de la cartouchière prévus à l'article 8. Il est interdit d'opérer simultanément la translation d'autres personnes que les préposés aux signaux.

#### C. — *Mise en dépôt du matériel de minage.*

*Art. 10.* — *a)* Les agents chargés du tir peuvent mettre le matériel de minage, en quantité suffisante pour une semaine au plus, en dépôt dans des locaux fermés, spécialement aménagés à cette fin, à approuver par l'Inspecteur général des Mines, dénommés magasins auxiliaires, qui doivent être maintenus dans un état tel qu'ils ne puissent être ouverts par des personnes non initiées.

*b)* La direction de la mine donne aux agents chargés du tir des instructions particulières pour la mise en dépôt et le contrôle du matériel de minage; ces instructions doivent être communiquées, pour approbation, à l'Inspecteur général des Mines.

*Art. 11.* — Les agents chargés du tir déposent les explosifs qu'ils ont reçus dans leur coffre de minage

en bois, qui est placé à un endroit sûr, à désigner par le surveillant responsable.

*Art. 12.* — *a)* Les explosifs en quantité maximum de 10 kg et les détonateurs doivent être déposés séparément dans les compartiments à ce destinés des coffres de minage, à moins que la cartouchière prévue à l'article 7 ne soit déposée avec tout son contenu dans le coffre de minage.

*b)* Pour le creusement en roche de galeries principales de circulation, les coffres de minage visés à l'alinéa précédent peuvent contenir des explosifs à concurrence d'une quantité maximum de 15 kg et des détonateurs, à condition que ces coffres soient placés dans des niches distinctes et au besoin pourvues d'un soutènement suffisant.

*Art. 13.* — *a)* Les coffres de minage doivent être maintenus dans un état tel qu'ils ne puissent être ouverts par des personnes non initiées.

*b)* Les agents chargés du tir doivent être constamment porteurs des clefs et ils sont responsables des mesures à prendre pour que ces clefs ne puissent jamais tomber aux mains de personnes non initiées.

*c)* Durant les périodes pendant lesquelles aucun explosif ni aucun dispositif d'allumage ne sont déposés dans les coffres de minage, ceux-ci ne peuvent pas être fermés.

Les prescriptions de cet alinéa ne s'appliquent pas lorsque le personnel est présent à son chantier de travail.

*Art. 14.* — Pour autant que les explosifs et les dispositifs d'allumage non utilisés ne soient pas transférés à un poste suivant ou déposés dans un magasin auxiliaire tel qu'il est prévu à l'article 10, ils doivent être, à la fin du poste, rapportés dans la cartouchière au magasin d'explosifs. Les cartouchières vides doivent de même être remises à ce magasin.

*Art. 15.* — Les coffres de minage détériorés ou devenus superflus doivent être supprimés.

#### D. — *Mesures de sécurité pour la prévention des explosions de grisou et de poussière.*

*Art. 16.* — *a)* Immédiatement avant le chargement et à nouveau avant l'allumage de la charge, l'agent chargé du tir est tenu de vérifier si du grisou peut être décelé à l'aide de la lampe de mine.

*b)* La recherche du grisou doit se faire avant le chargement, si possible jusqu'à 10 mètres de distance du front de travail où l'on mine.

*c)* Lors de cette recherche, les vides existant au toit et entre les éléments du garnissage de la partie supérieure du soutènement doivent faire l'objet d'une attention particulière.

*Art. 17.* — Si la présence de grisou est constatée, les fourneaux de mine ne peuvent être chargés ou allumés et le surveillant responsable doit être immédiatement averti.

*Art. 18.* — *a)* Pour le tir en veine, l'emploi d'explosifs et de dispositifs d'allumage autres que des matières reconnues de sécurité — pour autant que le dépôt de celles-ci dans les travaux souterrains de la veine soit autorisé — est interdit.

*b)* Pour le tir dans les roches encaissantes de veines de plus de 20 cm d'épaisseur, l'interdiction prévue au premier alinéa ne s'applique qu'au cas

où la poussière de charbon présente à l'endroit du tir un caractère dangereux.

c) En veine, plusieurs mines ne peuvent jamais être tirées simultanément, sauf si elles sont complètement dégagées.

Art. 19. — Dans les chantiers où la direction de la mine prescrit la schistification avant le tir, cette mesure doit être exécutée par l'agent chargé du tir ou sous sa surveillance directe.

Art. 20. — a) La quantité de poussière de roche répandue doit être telle que les environs de chaque fourneau de mine soient, dans toutes les directions, recouverts de poussière de roche jusqu'à une distance d'au moins 5 mètres.

b) Pour le premier tir, la quantité de poussière de roche à répandre doit être d'au moins 10 kg et, pour chacun des tirs suivants, d'au moins 5 kg.

Art. 21. — La schistification doit avoir lieu avant le chargement du fourneau.

#### E. — Chargement et bourrage.

Art. 22. — Le chargement et le bourrage ne peuvent être effectués que par l'agent chargé du tir ou sous la conduite immédiate de cet agent. Tous ceux dont la présence n'est pas nécessaire doivent s'éloigner du front de travail.

Art. 23. — a) Le matériel de minage ne peut être extrait du coffre de minage ou de la cartouchière qu'immédiatement avant l'emploi; le matériel non utilisé doit y être remis dans le plus bref délai.

b) Après chaque prélèvement ou remise en place d'objets, il y a lieu de refermer immédiatement le coffre de minage ou la cartouchière.

Art. 24. — Les fourneaux de mine doivent être disposés de telle manière que les cartouches s'y adaptent bien.

Art. 25. — L'agent chargé du tir doit, avant de procéder au chargement et au bourrage, contrôler la position et la direction des fourneaux de mine.

Art. 26. — Les fourneaux pour lesquels l'agent chargé du tir estime qu'il est à prévoir qu'ils auront un effet nul ou insuffisant, ne peuvent être chargés ni bourrés.

Art. 27. — a) L'agent chargé du tir détermine, pour chaque fourneau, la quantité d'explosifs à utiliser.

b) Lorsque la direction de la mine a fixé ou fait fixer pour l'explosif utilisé un nombre maximum de cartouches par fourneau, il est interdit de charger un fourneau d'un plus grand nombre de cartouches de cet explosif.

Art. 28. — Avant que les cartouches ne soient introduites dans le fourneau, celui-ci doit être soigneusement curé.

Art. 29. — a) Seul un bourroir en bois, fourni par la direction de la mine, peut être utilisé pour introduire les cartouches dans le fourneau une par une, pourvues des gaines dans lesquelles elles ont été livrées par le fabricant et pour les comprimer sans chocs, de manière que les cartouches successives soient bien jointives.

b) Lorsque la présence d'eau apporte une gêne très sérieuse aux opérations de minage, les cartouches d'explosif de sécurité destinées au chargement d'une mine peuvent, sous réserve qu'elles soient au

préalable bien jointives, être introduites dans une gaine imperméable destinée à les recevoir.

Art. 30. — La cartouche amorcée d'une charge doit toujours être introduite la dernière dans le fourneau. Le fond du détonateur doit, lors de l'introduction de cette cartouche, être dirigé vers le fond du fourneau.

Art. 31. — a) Les cartouches amorcées ne peuvent être préparées qu'immédiatement avant leur emploi, par l'agent chargé du tir, à l'endroit où se trouve le coffre de minage ou la cartouchière, mais pas à moins de 20 mètres de distance du point où l'on minera.

b) Si, par dérogation aux prescriptions de l'alinéa précédent, la préparation des cartouches amorcées s'effectue au front même du travail, toutes les activités doivent au préalable être suspendues et tous les outils, etc., être évacués. De plus, le soutènement définitif et le soutènement avancé doivent être disposés de telle manière que, pendant la préparation des cartouches amorcées, sous le soutènement définitif et l'introduction de la charge dans les fourneaux, le danger de chute de pierre puisse être considéré comme exclu.

Art. 32. — a) Lors de la confection des cartouches amorcées, une ouverture doit être pratiquée dans la cartouche, avant l'introduction du détonateur, à l'aide d'une pointe de bois convenant à cet usage.

b) Le tube du détonateur électrique doit être introduit dans la cartouche amorcée à une profondeur telle que seuls les fils apparaissent.

Art. 33. — Les charges qui doivent être allumées simultanément ne peuvent être constituées que par des cartouches et par des détonateurs électriques d'une même espèce.

Art. 34. — On peut charger un nombre de fourneaux plus grand que celui dont l'exploseur disponible peut assurer la mise à feu certaine.

Art. 35. — a) Pour le bourrage des fourneaux de mine, on ne peut employer que de l'argile ou un matériau pierreux non rugueux, qui ne provoque pas d'étincelles par frottement ou de l'eau.

b) Il est interdit d'utiliser des bourroirs en fer lors du bourrage des fourneaux de mine.

c) Un bon matériau de bourrage doit toujours être disponible aux endroits où il est nécessaire d'en disposer.

Art. 36. — a) Le bourrage du fourneau de mine doit être exécuté avec la plus grande prudence.

b) Si le bourrage est fait avec de l'argile ou un matériau pierreux non rugueux, ce bourrage doit avoir 15 à 20 cm de longueur.

Art. 37. — Pendant le chargement et le bourrage des fourneaux de mine, ne peuvent être présentes au front de travail, en dehors du personnel surveillant, que les personnes chargées de ces opérations.

#### F. — Allumage.

Art. 38. — a) Les fourneaux de mine ne peuvent être allumés que par l'agent chargé du tir.

b) Cet agent veille à ce que l'explosion ne puisse occasionner de dégâts au matériel, aux conduites d'aéragé, aux câbles électriques, etc., et au soutènement de l'endroit où l'on travaille.



c) Pendant les opérations de minage, quelqu'un doit toujours être présent à proximité de l'agent chargé de ces opérations.

Art. 39. — a) Les fourneaux de mine chargés simultanément à un front de travail doivent aussi être allumés ensemble.

b) L'allumage des mines doit se faire électriquement.

c) Lors de l'allumage simultané de plusieurs fourneaux de mine, des mesures suffisantes doivent être prises, tant pour assurer un allumage exempt de danger que pour vérifier, aussi bien que possible, que toutes les charges ont explosé.

d) Dans les travaux à la pierre, il est interdit, sauf dispense à accorder par l'Inspecteur général des Mines, de miner en une fois, à l'aide de détonateurs à retard, toute la masse à abattre.

e) Dans les terrains fortement fissurés ou dérangés, on ne peut utiliser que des détonateurs instantanés.

Art. 40. — L'allumage ne peut s'effectuer qu'à l'aide d'exploseurs fournis par la direction de la mine.

Art. 41. — a) L'agent chargé du tir doit veiller à ce que les accès à l'endroit où les mines seront allumées soient consignés et donner des indications quant à l'endroit où les personnes appartenant à l'équipe de travail puissent se garer en sécurité; en cas de besoin un endroit sûr doit être aménagé à cet effet.

b) Avant d'allumer les mines, il doit s'assurer que les personnes appartenant à l'équipe de travail se trouvent à une distance suffisante de l'endroit du tir.

Art. 42. — Les personnes qui consignent les accès à l'endroit où l'on mine sont tenues de se conformer aux indications de l'agent chargé du tir; elles ne peuvent lever cette consigne avant d'y avoir été autorisées par l'agent chargé du tir ou en son nom.

Art. 43. — Si la possibilité se présente qu'un chantier soit, par suite d'un tir de mine, mis en communication avec un autre chantier ou avec un endroit dans lequel on circule ou effectue du transport, on ne peut procéder à l'allumage avant que des mesures suffisantes de sécurité n'aient été prises. Ces endroits doivent donc être évacués et consignés et, avant l'évacuation, examinés au point de vue de la présence de grisou.

#### Allumage électrique.

Art. 44. — a) Tant en ce qui concerne la ligne principale que les connexions faites entre cette ligne et les détonateurs à l'endroit où se trouvent les fourneaux de mine, des mesures doivent être prises pour assurer un isolement suffisamment élevé entre les lignes d'amenée et de retour du courant et entre ces lignes et la terre.

b) Les extrémités des fils à relier doivent être dénudées sur une longueur d'environ 5 cm et être convenablement tordues l'une autour de l'autre ou être reliées d'une manière au moins aussi efficace.

Art. 45. — a) Pour l'allumage simultané de plusieurs fourneaux de mine, ceux-ci doivent être connectés en série, c'est-à-dire que l'on relie un conducteur principal à l'un des fils du premier détona-

teur; l'autre fil du premier détonateur à l'un des fils du deuxième détonateur; l'autre fil du deuxième détonateur à l'un des fils du troisième détonateur, etc.; le fil restant du dernier détonateur est relié à l'autre conducteur principal.

b) Sauf dispense à accorder, on doit :

- 1) avant de commencer le chargement des fourneaux de mine, vérifier à l'aide d'un ohmmètre toute la ligne de tir, à partir de l'endroit où s'opère la mise à feu des mines;
- 2) après que les extrémités de la ligne de tir ont été reliées aux détonateurs et que toutes les personnes se sont mises à l'abri et immédiatement avant l'allumage, vérifier à l'aide d'un ohmmètre la résistance de toute la ligne avec toutes les mines.

Art. 46. — Les fils de la ligne principale, qui doivent avoir au moins 50 mètres de longueur, ne peuvent être reliés à l'exploseur qu'immédiatement avant l'allumage des mines et être déconnectés immédiatement après la mise à feu.

Art. 47. — La mise à feu doit s'opérer à partir d'un endroit où l'on se trouve en sécurité.

Art. 48. — Immédiatement après l'explosion des mines ou — si elles n'explosent pas — immédiatement après l'arrêt de l'exploseur, l'agent chargé du tir doit enlever de l'exploseur la clef ou le levier servant à l'actionner.

Art. 49. — a) L'agent chargé du tir doit porter constamment sur lui la clef ou le levier servant à actionner l'exploseur, ou enfermer ces instruments dans un coffre dont il garde la clef en sa possession.

b) Il est responsable des mesures à prendre pour que la clef ou le levier de l'exploseur ne puisse jamais tomber aux mains de personnes non initiées.

#### G. — Ratés ou ratés partiels.

Art. 50. — a) Lorsque l'agent chargé du tir a pu constater que le nombre de mines ayant explosé est égal à celui des mines qu'il a pu allumer ainsi qu'en cas d'allumage électrique instantané, il doit, après que les fumées du tir se sont suffisamment dissipées, se rendre à front pour examiner l'effet des mines et s'assurer que le charbon ne brûle pas et qu'il ne s'est pas dégagé de grisou. (Les fragments branlants de charbon ou de roche doivent être abattus.)

S'il constate la présence de grisou, il doit faire avertir le surveillant de service.

b) L'agent chargé du tir ne permet l'accès du chantier aux autres personnes qu'après s'être assuré, par l'examen des lieux, qu'il n'existe pas de cause de danger.

Art. 51. — Lorsqu'on n'est pas certain que tous les fourneaux de mine amorcés à l'aide de détonateurs à retard ont explosé, on doit, sous réserve que la ventilation secondaire fonctionne bien, attendre au moins 5 minutes avant d'accéder au chantier pour y procéder à l'examen prévu à l'article précédent. Cette durée d'attente doit être mesurée au moyen d'une montre.

Art. 52. — a) Les opérations destinées à rendre inoffensives les mines ratées, c'est-à-dire les fourneaux de mine dans lesquels se trouve une charge qui n'a pas complètement explosé, doivent être exé-

cutée: par ou sous la conduite de l'agent qui a chargé et mis à feu les mines ratées.

b) S'il ne lui est pas possible d'agir ainsi, il doit donner à la personne qui reprend son service à front, des indications précises concernant l'endroit, la direction et la charge des mines qu'il a mises à feu.

c) Si le travail n'est pas repris immédiatement, il donne ces indications au surveillant responsable. L'accès au front de travail doit, tant qu'il existe du danger, être marqué d'une croix. Dans ce cas, les opérations destinées à rendre inoffensives les mines ratées ou des charges non explosées doivent être exécutées sous la conduite d'un membre du personnel surveillant.

Art. 53. — a) Si les fils du détonateur de la mine ratée sont encore apparents à l'extérieur du fourneau, ces fils doivent à nouveau être connectés à la ligne de tir, après quoi la mine doit être mise à feu de la manière usuelle.

b) S'il n'est pas possible de rendre une mine ratée inoffensive, de la manière décrite à l'alinéa précédent, il y a lieu de procéder comme suit :

Si ce fourneau de mine présente un espace suffisant, on peut, avec précaution, placer sur l'ancien bourrage ou sur la partie non explosée de la charge, une nouvelle cartouche amorcée et un nouveau bourrage;

Sous réserve de ce qui est prévu à l'alinéa suivant, rien ne peut être enlevé de l'ancienne charge et de l'ancien bourrage;

Lorsque le bourrage peut être enlevé sans danger, cette opération est permise dans des circonstances particulières, avec l'autorisation de l'Inspecteur général des Mines;

Si une nouvelle cartouche amorcée est placée sur la partie non explosée d'une ancienne charge, on doit attendre, pour procéder à cette opération, que la roche soit suffisamment refroidie;

Si la cartouche amorcée est placée sur un ancien bourrage et que les fils du détonateur électrique soient apparents à l'extérieur du fourneau, ces fils doivent être coupés à 10 cm au moins de l'orifice du fourneau et posés contre la roche. Ensuite, la nouvelle cartouche amorcée est allumée. Si cette manière de procéder ne provoque pas l'explosion de la charge initiale, l'opération est, si possible, répétée.

Si, dans ces conditions, la charge initiale n'explose pas encore ou si, dans le fourneau de mine, il n'y a pas d'espace suffisant pour une nouvelle cartouche amorcée, avec bourrage, le fourneau de mine doit être obturé à l'aide d'un bouchon de bois et un nouveau fourneau doit être foré à proximité de l'ancien. La distance entre les deux fourneaux doit être de 20 cm et le nouveau fourneau doit recevoir une direction telle qu'il ne puisse rencontrer la charge de la mine ratée.

Art. 54. — Si les fils du détonateur électrique sont apparents à l'extérieur d'un fourneau de mine ratée et que cette mine ne puisse être rendue inoffensive de la manière décrite à l'article précédent, l'agent chargé du tir doit, avant d'allumer la charge du fourneau creusé à proximité, attacher ces fils, à l'aide d'un fil de fer d'environ 4 mètres de longueur, au boisage ou à un autre objet de grande dimension.

Après la mise à feu il doit, en retournant à l'endroit du tir, suivre le fil de fer précité, enlever avec précaution le détonateur qui y est attaché, au cas où celui-ci n'aurait pas sauté, et le remettre au magasin conformément aux prescriptions de l'article 2.

Art. 55. — Il est sévèrement interdit :

- 1) de vider un fourneau de mine, dont la charge n'a pas explosé;
- 2) d'approfondir un fourneau de mine dont la charge n'a pas ou n'a que partiellement explosé, ou d'approfondir le culot d'une mine qui a explosé;
- 3) de placer une nouvelle charge sur la charge non explosée d'une mine, avant que la roche ne soit suffisamment refroidie;
- 4) d'essayer un exposeur autrement qu'à l'aide des appareils que doit fournir la direction de la mine;
- 5) de se trouver au front de travail avec l'ohmmètre.

Art. 56. — Pendant les opérations destinées à rendre inoffensives les mines ratées, seul le personnel strictement nécessaire pour l'exécution de ces opérations peut être présent à front.

#### H. — Contrôle.

Art. 57. — Tant après le départ des mines qu'après élimination des mines ratées, on doit rechercher avec soin, dans le chantier, la présence de cartouches ou de détonateurs non explosés; ces objets doivent, après la fin du poste, être remis à la personne présente au magasin.

Art. 58. — Les ratés, les explosions partielles des charges, ainsi que tous les défauts qui sont constatés aux explosifs utilisés aux détonateurs électriques et aux exposeurs, doivent au plus vite être signalés au surveillant responsable qui veille à ce que le chef de l'équipe qui reprend le travail en soit informé. Il doit être tenu note de ces divers incidents dans un registre à ce destiné, en mentionnant si possible leur cause et d'autres détails particuliers.

Art. 59. — a) Les agents chargés du tir doivent tenir à jour un carnet de minage, conforme à un modèle que doit approuver l'Inspecteur général des Mines; au cours de leur service, ils doivent être constamment porteurs de ce carnet de manière qu'un membre du personnel de la surveillance puisse régulièrement contrôler les explosifs non utilisés et parapher les mentions portées au carnet.

b) Les agents chargés du tir indiquent dans le carnet de minage, immédiatement après chaque tir :

- 1) le nombre et l'espèce de cartouches consommées au chantier correspondant, avec mention de l'endroit, de la date et du nombre de détonateurs et d'allumeurs utilisés;
- 2) le nombre de fourneaux chargés, et le nombre de fourneaux n'ayant pas explosé;
- 3) les défauts qu'ils ont constatés au matériel de minage.

c) Une indication semblable à celle qui est prévue à l'alinéa précédent doit être inscrite en ce qui concerne toutes les cartouches remises, à un autre agent qualifié pour effectuer les tirs ou reçues d'un autre agent qualifié pour effectuer les tirs.

(A suivre.)

# Bilan énergétique de la Belgique

ANNEE 1949

par G.-H. MARCHAL,

Directeur d'Administration  
au Ministère des Affaires Economiques et des Classes Moyennes,  
Professeur à l'Université Libre de Bruxelles.

## 1. — INTRODUCTION

La première publication d'un bilan énergétique de la Belgique relatif à l'année 1948 (1) a suscité beaucoup d'intérêt. Il est toutefois indéniable que ce bilan ne constituait qu'une première esquisse d'un tableau d'ensemble de la production et de la distribution de l'énergie sous toutes ses formes.

Une telle étude ne présente de réelle valeur qu'à la condition d'être rééditée périodiquement afin d'offrir des termes de comparaison.

D'autre part il est nécessaire de compléter, dans la mesure du possible, les lacunes qui ont été signalées lors de la parution du bilan énergétique pour l'année 1948.

(1) Voir la documentation bibliographique à la fin de la présente note.

## 11. — Dispositions générales.

Ainsi qu'il a été indiqué dans l'étude relative à l'année 1948, le bilan énergétique représente sous forme de tableaux et de graphiques un relevé des quantités d'énergie primaire disponibles annuellement; il montre les transformations que cette énergie subit éventuellement avant d'être livrée à la consommation et enfin il indique la répartition des diverses formes d'énergie consommée ainsi que leurs rendements d'utilisation.

Chaque forme d'énergie primaire est tout d'abord étudiée séparément sur la base des renseignements d'ordre statistique les plus complets dont on puisse disposer (Tableaux I à XIV). Ensuite sont traitées les transformations successives subies par ces formes d'énergie (Tableau XV).

Les disponibilités totales en énergie sont rassemblées dans le tableau XVI et les consommations dans le tableau XVII.

Tableau I. — Pouvoirs calorifiques moyens.

Combustibles		Valeur	Unité
Combustibles solides	Charbon, moyenne générale .....	6.750	kcal/kg
	Charbon, centrales électriques .....	6.100	»
	Charbon, cokeries, usines à gaz ...	7.200	»
	Briquettes de lignite .....	5.000	»
	Agglomérés .....	6.750	»
	Coke .....	6.800	»
Combustibles liquides	(moyenne générale) .....	10.500	»
Combustibles gazeux (*)	<i>Gaz manufacturé :</i>		
	{ Gaz pour la distribution publique .	4.250	kcal/m <sup>3</sup>
	{ Gaz des usines à gaz et cokeries ..	4.500	»
	{ Gaz à l'eau .....	2.800	»
	{ Gaz à l'air .....	1.100	»
	{ Gaz de hauts-fourneaux .....	900	»
	<i>Gaz naturel (grisou) .....</i>	8.500	»
Energie électrique	.....	860	kcal/kWh

(\*) Pouvoirs calorifiques supérieurs.

Le bilan énergétique qui groupe toutes les données de production et de consommation fait l'objet du tableau XX et du diagramme annexé à la présente étude.

Enfin a été dressée une estimation des « effets utiles » des différentes formes d'énergie (Tableau XXV) afin de permettre d'en tirer certaines conclusions quant aux possibilités éventuelles de remplacement des formes d'énergie.

12. — **Pouvoirs calorifiques.**

La comparaison entre les divers combustibles est rendue possible par le choix d'une unité de référence : la kcal (1.000 calories).

Les pouvoirs calorifiques moyens adoptés pour les différents combustibles figurent au tableau I.

En ce qui concerne l'énergie électrique il y a lieu de faire remarquer que l'équivalent calorifique du kWh est de 860 kcal alors que la production d'un kWh aux bornes des centrales nécessite en Belgique une consommation moyenne d'environ 4.650 kcal (année 1949) (2).

Il apparaît donc, dans la transformation de l'énergie calorifique des combustibles en énergie électrique, une perte inévitable provenant notamment du rendement des cycles thermiques des machines motrices. Toutefois, les quantités d'énergie électrique produites par les centrales électriques et qui sont livrées à la consommation ne peuvent être comparées directement à l'énergie calorifique des divers combustibles que dans les cas assez restreints où l'énergie électrique est utilisée dans des buts de chauffage. Dans ce cas il conviendra encore de faire intervenir en considération les différences existant entre les rendements des appareils de chauffage utilisant l'électricité ou les combustibles.

D'autre part, lorsque les combustibles alimentent des moteurs attaquant directement les appareils d'utilisation, le rendement du cycle thermique intervient également et l'énergie mécanique ainsi produite est à comparer à l'énergie que fournissent les moteurs électriques (3).

13. — **Unités employées.**

Dans un but d'homogénéité, les quantités de combustibles ont été évaluées en employant les unités suivantes :

combustibles solides	10 <sup>3</sup> t
combustibles liquides	10 <sup>3</sup> t
combustibles gazeux	10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>
énergie électrique	10 <sup>3</sup> MWh

En général les valeurs ont été arrondies à une unité près, la présente étude n'étant pas un recueil

(2) La valeur de 4.280 kcal/kWh indiquée pour l'année 1948 dans l'étude précédente est relative uniquement à la production des centrales de distribution publique.

(3) Ces considérations ont déjà été exposées dans l'étude relative au bilan énergétique de l'année 1948, nous avons cru nécessaire de les reproduire pour la bonne compréhension de la présente étude.

de données statistiques mais ayant pour but d'effectuer des comparaisons entre les différentes formes d'énergie.

2. — **FORMES PRIMAIRES D'ENERGIE**

L'on désigne ainsi les différentes formes sous lesquelles se présentent initialement les ressources énergétiques destinées à être mises en valeur.

21. — **Charbon.**

La situation, en ce qui concerne le charbon peut être résumée de la manière suivante :

Tableau II. — **Disponibilités en 10<sup>3</sup> t.**

Production nationale	.....	27.850
Importation	.....	+ 920
Exportation	.....	- 1.547
Disponibilité en Belgique	.....	27.223

Ainsi qu'on le constatera les importations et exportations représentent un pourcentage relativement faible par rapport à la production.

Le tableau III ci-après donne, à titre d'indication, la répartition par qualités des tonnages extraits.

Tableau III. — **Production nationale.**

Qualité	Teneur en cendres	10 <sup>3</sup> tonnes
<i>Charbon industriel</i>		
Gras	plus de 19,5 %	7.397
3/4 gras	16 à 20 %	1.064
1/2 gras	12,5 à 16 %	4.558
1/4 gras	10 à 12,5 %	507
Maigres	moins de 10 %	2.760
		16.086
<i>Charbon domestique</i>		
Gras	plus de 19,5 %	5.019
3/4 gras	16 à 20 %	585
1/2 gras	12,5 à 16 %	2.785
1/4 gras	10 à 12,5 %	348
Maigres	moins de 10 %	3.027
		11.764
		27.850

La répartition du charbon dans les différents secteurs économiques figure au tableau IV ci-après.

Il s'agit des fournitures de charbon au départ des mines.

Tableau IV. — Utilisation 10<sup>3</sup> t.

1. Fournitures pour transformation en d'autres formes d'énergie :			
Centrales électriques .....	5.065		
Cokeries et usines à gaz .....	6.557		
Fabriques d'agglomérés .....	725		
		12.347	
2. Fournitures pour utilisation directe :			
Mineurs .....	704		
Utilisations domestiques .....	5.454		
Administrations publiques .....	147		
Transport .....	1.720		
Sidérurgie .....	415		
Mines .....	1.516		
Autres industries .....	3.975		
		15.909	
3. Mouvement de stock de fin 1948 à fin 1949 .....	+ 976	+ 976	
4. Charbon disponible .....			27.252

## 22. — Combustibles liquides bruts.

Il s'agit des combustibles liquides destinés à être raffinés en Belgique, les quantités ainsi traitées se chiffrent par  $297 \times 10^3$  t.

## 23. — Gaz naturel.

Le gaz naturel a été extrait pour la première fois en Belgique au cours de l'année 1949. Les quantités extraites furent relativement peu importantes :  $0,65 \times 10^6$  m<sup>3</sup> à 8.500 kcal/m<sup>3</sup> ou  $1,5 \times 10^6$  m<sup>3</sup> ramenés à 4.250 kcal/m<sup>3</sup>.

## 24. — Energie électrique hydraulique.

Production  $37,8 \times 10^3$  MWh.

## 3. — FORMES TRANSFORMEES D'ENERGIE

## 31. — Agglomérés.

*Briquelette de lignite.*

La Belgique ne produit pas de briquettes de lignite, les disponibilités pour la consommation pro-

viennent d'une importation qui se chiffre à  $62 \times 10^3$  t.

La consommation se répartit de la manière suivante :

Tableau V. — Consommation 10<sup>3</sup> t.

Utilisations domestiques et Administrations publiques .....	55
Industrie .....	7
Total .....	62

*Autres agglomérés.*

La production de ces agglomérés est de  $783 \times 10^3$  t et la consommation est répartie comme suit :

Tableau VI. — Consommation 10<sup>3</sup> t.

Utilisations domestiques .....	268
Administrations publiques .....	5
Transports .....	263
Sidérurgie .....	55
Autres industries .....	153
Mouvement des stocks de fin 1948 à fin 1949 .....	+ 15
Exportation .....	26
Total .....	783

## 32. — Combustibles liquides raffinés.

Les combustibles liquides consommés en Belgique sont importés en totalité. Toutefois une partie de la matière première est traitée en Belgique par la transformation d'un produit brut en combustibles propres à la consommation.

Les quantités correspondant à ce traitement sont indiquées dans le tableau VII sous la rubrique « Production ».

Tableau VII. — Importations et productions des raffineries belges — 10<sup>3</sup> t.

Spécification	Production des raffineries en Belgique		Consommation + Exportations
	Importation nette		
Essence aviation ...	20	—	20
Essence auto .....	557	57	614
Kérosène .....	10	10	20
Gas-Diesel .....	476	92	567
Fuel-oil .....	158	109	248
	1.210	268	1.478

Tableau VIII. — **Consommations** — 10<sup>3</sup> t.

Secteurs de consommations	Essence auto	Essence aviation	Kérosène	Gaz-Diesel et Fuel Oil	Total
Utilisations domestiques et administrations publiques .....	—	—	15	139	154
Transports .....	607	20	6	95	726
Industrie :					
1. Centrales électriques .....	—	—	—	8	8
2. Sidérurgie - métallurgie - tréfilerie .....	—	—	—	107	107
3. Autres industries .....	—	—	7	455	462
Exportations .....	—	—	—	—	21
<b>Total</b> .....	<b>607</b>	<b>20</b>	<b>58</b>	<b>802</b>	<b>1.478</b>

33. — **Coke.**

Tableau IX. — **Production** — 10<sup>3</sup> t.

Cokeries gazières et de synthèse .....	1.540
Cokeries minières .....	733
Cokeries métallurgiques .....	2.731
Usines à gaz .....	34
<b>Total</b> .....	<b>5.038</b>

Tableau X. — **Consommation** — 10<sup>3</sup> t.

Utilisations domestiques .....	199
Administrations publiques .....	18
Transports .....	14
Sidérurgie .....	3.084
Autres industries .....	828
Exportation .....	619
<b>Total</b> .....	<b>4.762</b>
Mouvement des stocks de fin 1948 à fin 1949 .....	+ 23

L'énergie primaire est le charbon dont on a utilisé 6.557.10<sup>3</sup> tonnes dans les usines à gaz et les cokeries.

34. — **Gaz manufacturé.**

Les valeurs mentionnées doivent être considérées comme des valeurs nettes; les quantités de gaz qui ont été consommées pour les besoins propres des installations de production n'ayant pas été comptées.

Le pouvoir calorifique des différents gaz a été ramené à 4.250 kcal par m<sup>3</sup>.

Tableau XI. — **Disponibilité** — 10<sup>6</sup> m<sup>3</sup>.

Production de gaz manufacturé :	
1) Gaz de cokeries et usines à gaz ..	1.424
2) Gaz de gazogènes .....	208

3) Gaz de hauts fourneaux .....	?
Production de gaz naturel .....	1
Importation .....	1
Exportation .....	22
<b>Disponibilité</b> .....	<b>1.612</b>

Tableau XII. — **Consommation** — 10<sup>6</sup> m<sup>3</sup>.

Utilisations domestiques .....	460
Administrations publiques .....	30
Industrie .....	556
Sidérurgie .....	415
<b>Total</b> .....	<b>1.461</b>

35. — **Energie électrique thermique.**

Tableau XIII. — **Production** — 10<sup>3</sup> MWh.

Production .....	8.125
------------------	-------

Tableau XIV. — **Echanges internationaux**  
— 10<sup>3</sup> MWh.

Importation .....	105
Exportation .....	47
<b>Solde</b> .....	<b>+ 58</b>

Tableau XV. — **Consommation** — 10<sup>3</sup> MWh.

Utilisations domestiques .....	753
Administrations publiques .....	76
Artisanat .....	260
Transports .....	307
Sidérurgie .....	1.056
Autres industries .....	5.262
<b>Total</b> .....	<b>7.714</b>

Tableau XVI. — Transformation.

Formes primaires		Formes secondaires									
		10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	Agglomérés	Coke	Gaz manufacturé	Electricité	Combustibles liquides raffinés			
		10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> MW/h	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal
<b>Charbon :</b>											
1) pour agglomérés .....	725	4,9	5,5	—	—	—	—	—	—	—	—
2) p <sup>r</sup> cokeries et usines à gaz	6.557	47,2	—	5.039	34,3	1.632	6,8	—	—	—	—
3) pour centrales électriques	5.065	50,9	—	—	—	—	—	7.262	6,2	—	—
Combustibles liquides bruts ...	297	5,1	—	—	—	—	—	—	—	268	2,8
<b>Totaux .....</b>	<b>12.644</b>	<b>86,1</b>	<b>5,5</b>	<b>5.039</b>	<b>34,3</b>	<b>1.632</b>	<b>6,8</b>	<b>7.262</b>	<b>6,2</b>	<b>268</b>	<b>2,8</b>
<b>Formes secondaires</b>											
<b>Formes tertiaires</b>											
		Gaz		Electricité							
		10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> MW/h	10 <sup>12</sup> kcal						
1) Pour gazogènes .....	195	208	0,9	—	—						
2) pour hauts-fourneaux ...	3.074	4.000(1)	5,6	—	—						
3) p <sup>r</sup> centr. électr. (2) .....	4	—	—	6,7	0,006(2)						
<b>Combustibles liquides raffinés :</b>											
1) pour cokeries .....	?	?	?	—	—						
2) pour centr. électr. ....	8	0,084	—	14,0(5)	0,01						
<b>Totaux .....</b>	<b>5.281</b>	<b>4.208</b>	<b>4,5</b>	<b>20,7</b>	<b>0,016</b>						
<b>Forme tertiaire</b>											
		Forme quaternaire		Electricité							
		10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> MW/h	10 <sup>12</sup> kcal						
Gaz de hauts-fourneaux .....	4.000(1)	849	0,73								

(1) Ce chiffre de 4.000 × 10<sup>6</sup> m<sup>3</sup> résulte d'une estimation des gaz de hauts-fourneaux à 900 cal/m<sup>3</sup> consoommés pour la production d'énergie dans les centrales électriques des autoproducteurs industriels.

(2) Coke consommé dans les centrales produisant en vue de la distribution publique.

(5) Estimation.

4. — DISPONIBILITES EN ENERGIE

A partir des éléments qui précèdent il est possible de dresser un tableau des disponibilités en énergie.

Les valeurs nettes seules ont été indiquées, à l'exclusion des quantités d'énergie primaire consommées dans la transformation en une autre forme d'énergie.

Certaines données nouvelles viennent s'inscrire dans ces tableaux. Il s'agit des agglomérés de charbon, des briquettes de lignite, du gaz naturel et de la subdivision des combustibles liquides en bruts et raffinés.

Tableau XVII. — Disponibilités en énergie.

	Production nationale 1	Importation 2	Exportation 3	Disponibilités		
				Totales 4 = 1 + 2 - 3	Pour transformation 5	Pour utilisat. directe 6 = 4 - 5
<i>Formes primaires d'énergie</i>						
Charbon :						
10 <sup>3</sup> t .....	27.850	920	1.547	27.232	12.547	14.885
10 <sup>12</sup> kcal .....	188,0	6,5	10,4	185,9	85,3	100,5
Briquettes de lignite :						
10 <sup>3</sup> t .....	—	62	—	62	—	62
10 <sup>12</sup> kcal .....	—	0,5	—	0,5	—	0,5
Combust. liq. bruts :						
10 <sup>3</sup> t .....	—	207	—	207	207	—
10 <sup>12</sup> kcal .....	—	3,1	—	3,1	3,1	—
Gaz naturel :						
10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup> .....	1,5	—	—	1,5	—	1,5
10 <sup>12</sup> kcal .....	0,005	—	—	0,005	—	0,005
Energie électr. hydr. :						
MWh .....	37,8	—	—	37,8	—	37,8
10 <sup>12</sup> kcal .....	0,03	—	—	0,03	—	0,03
<i>Formes transformées d'énergie.</i>						
Agglomérés :						
10 <sup>3</sup> t .....	785	—	26	757	49	708
10 <sup>12</sup> kcal .....	5,5	—	0,18	5,12	0,55	4,77
Coke :						
10 <sup>3</sup> t .....	5.059	—	600	4.459	3.273	1.166
10 <sup>12</sup> kcal .....	34,5	—	4,1	30,2	22,23	7,97
Combust. liquid. raff. :						
10 <sup>3</sup> t .....	268	1.210	21	1.457	8,0	1.449
10 <sup>12</sup> kcal .....	2,8	12,7	0,22	15,28	0,08	15,20
Gaz manufacturé.						
Cok. et usines à gaz :						
10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup> .....	1.424	—	—	—	—	—
10 <sup>12</sup> kcal .....	6,1	—	—	—	—	—
Gazogènes :						
10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup> .....	208	—	—	—	—	—
10 <sup>12</sup> kcal .....	0,8	—	—	—	—	—
Gaz de hauts-fourneaux :						
10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup> .....	?	—	—	—	4.000	—
10 <sup>12</sup> kcal .....	?	—	—	—	3,6	—
Ensemble :						
10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup> .....	1.652(*)	1	22	1.611	4.000	1.611
10 <sup>12</sup> kcal .....	6,9	0,005	0,005	6,8	3,6	6,8
Electricité :						
MWh .....	8.125	105	47	8.185	—	8.185
10 <sup>12</sup> kcal .....	6,99	0,09	0,04	7,04	—	7,04

(\*) Production nette (usages propres exclus).



## 5. — CONSOMMATION D'ENERGIE

Le tableau XVIII donne les éléments relatifs à l'énergie consommée sous forme primaire et l'énergie consommée après transformation.

Tableau XVIII. — Consommation d'énergie.

Secteurs de consommations	Formes primaires d'énergie						Formes transformées d'énergie				Total général					
	Charbon et agglomérés		Briques de lignite		Gaz naturel		Combustibles liquides raffinés		Coke		Gaz manufacturé		Electricité			
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>3</sup> t	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>6</sup> MW/h	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>12</sup> kcal	10 <sup>12</sup> kcal
Utilisat. domest.	6.406	43,2	55	0,27	—	—	154	1,6	199	1,5	400	1,96	1.015	0,87	48,35	0,87
Administ. publ.	150	1,0	—	—	—	—	?	?	18	0,1	30	0,15	76	0,07	1,25	0,07
Transports	1.985	13,4	—	—	—	726	7,6	—	14	0,1	—	—	307	0,26	21,10	0,26
Sidérurgie	468	3,2	—	—	—	107	1,1	—	5.084	20,9	415	1,76	1.056	0,91	26,96	0,91
Autres industries.	5.644	38,0	7	0,03	1,5	0,005	470	4,9	828	5,6	556	2,56	5.262	4,55	50,89	4,55
<b>Consomm. totale nette</b>	14.651	98,8	62	0,5	1,5	0,005	1.457	15,2	4.145	28,0	1.461	6,21	7.714	6,64	148,51	6,64

## 6. — BILAN ENERGETIQUE

Le tableau XIX fournit sous une forme coordonnée les disponibilités, consommations et stocks d'énergie.

Les importations relatives des différentes formes d'énergie et des divers secteurs de consommation se répartissent de la manière suivante :

### 61. — Disponibilités (colonne 5 du tableau XXI).

Tableau XIX.

Charbon, agglomérés de charbon et briquettes de lignite	64,5
Coke	18,5
Combustibles liquides	9,2
Gaz manufacturé et naturel	4,0
Electricité	4,0
<b>100 %</b>	

### 62. — Consommations (consommation totale du tableau XXI).

Tableau XX.

Utilisations domestiques	31,8
Administrations publiques	0,8
Transports	15,8
Sidérurgie	18,0
Autres industries	35,6
<b>100 %</b>	

En ce qui concerne ces deux tableaux il y a lieu de faire remarquer que les évaluations sont faites uniquement sur la base des calories sans tenir compte des rendements d'utilisation propres à chacune des formes d'énergie.

## 7. — RENDEMENTS D'UTILISATION

Si l'on désire comparer entre eux les différents combustibles ou formes d'énergie il est nécessaire de faire intervenir la valeur des rendements d'utilisation. Nous définirons ce rendement comme étant le quotient de l'énergie utile nécessaire pour assurer un service ou fabriquer un produit par l'énergie dépensée. L'énergie est dépensée par exemple par la combustion du charbon, ou d'une manière plus générale par la mise en œuvre de ce que M. H. PARODI (4) nomme les *ergogènes* en désignant par là les matières premières de l'énergie telles que : les actions mécaniques (chutes d'eau, marées, vagues, etc...), les rayonnements, les sources thermiques, etc...

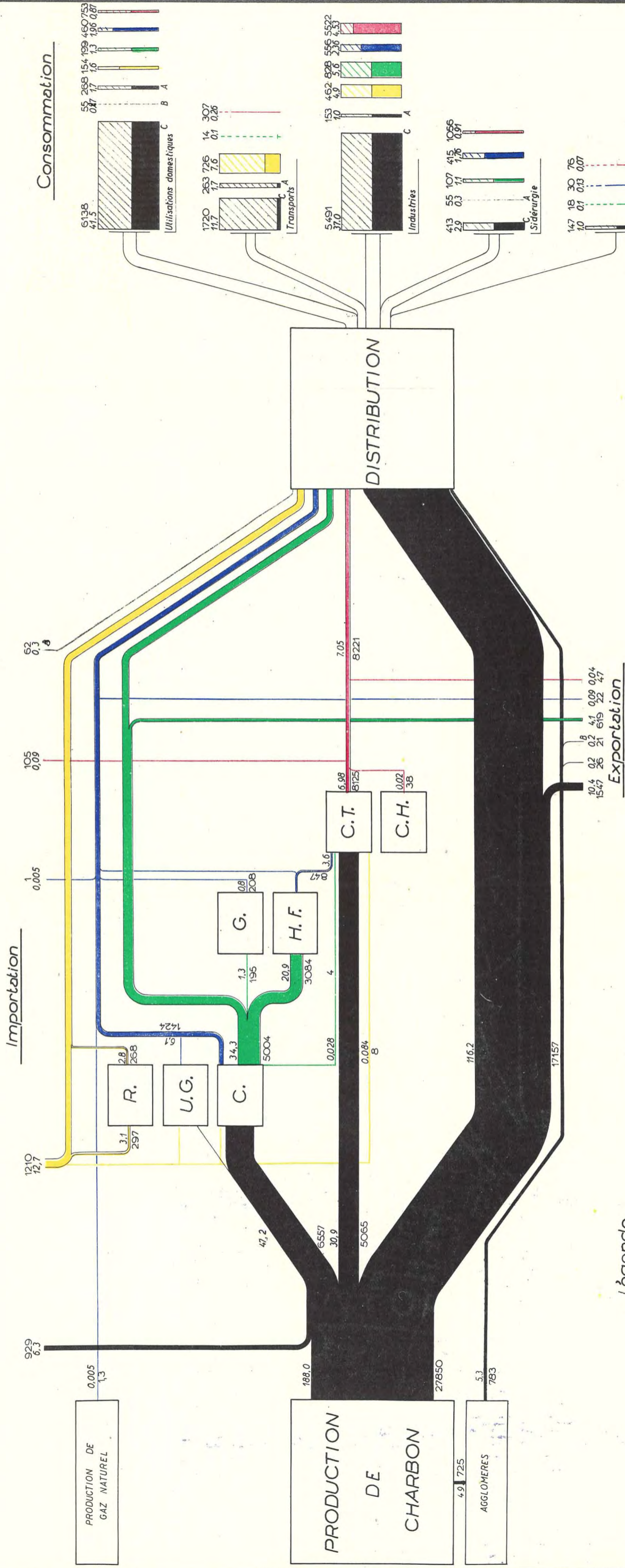
Déjà dans le bilan énergétique relatif à l'année 1948, nous avons indiqué quelques valeurs que l'on peut attribuer assez approximativement aux rendements d'utilisation.

Des informations complémentaires, recueillies plus récemment, nous ont conduit à modifier certaines de ces valeurs.

(4) H. Parodi. — « Points de vue sur l'utilisation de l'énergie électrique en France ». - Bulletin de la Société Française des Electriciens. - Décembre 1950.

# PRODUCTION ET CONSOMMATION D'ENERGIE EN BELGIQUE

Année 1949



Légende

FORMES D'ENERGIE	UNITES POUR QUANTITES	POUVOIRS CALORIFIQUES	RENDEMENTS D'UTILISATION EN %	
			UT. DOMES. ADMIN. PUBLI.	INDUSTRIES SIDERURGIE
Charbon (C)	10 <sup>3</sup> t	6750 kcal/kg	40 à 45	45
Agglomérés (A)	10 <sup>3</sup> t	6750 kcal/kg	40 à 45	45
Briquettes de lignite (B)	10 <sup>3</sup> t	5000 kcal/kg	40 à 45	45
Carburants liquides	10 <sup>3</sup> t	10500 kcal/kg	65	45
Coke	10 <sup>3</sup> t	6800 kcal/kg	40 à 45	45
Gaz	10 <sup>6</sup> m <sup>3</sup>	4250 kcal/m <sup>3</sup>	70 à 75	65
Electricité	10 <sup>3</sup> MWh	860 kcal/kWh	45	80

R. Raffinage  
 U.G. Usines à gaz  
 C. Cokeries  
 G. Gazogènes  
 H.F. Hauts fourneaux  
 C.T. Centrales thermiques  
 C.H. Centrales hydrauliques

1.2.3... chiffres penchés expriment gaz 10<sup>6</sup> Kcal  
 1.2.3... chiffres droits indiquent les quantités

Tableau XXI. — Bilan énergétique.

Formes d'énergie	Energie disponible 10 <sup>12</sup> kcal				Consommation 10 <sup>12</sup> kcal						Mouvement de stocks de fin 1948 à fin 1949 10 <sup>12</sup> kcal	Pertes de distribution et quantités non enregistrées		
	1	2	3	4	5	Utilisations domestiques		Transports	Sidérurgie	Autres industries		Total	10 <sup>12</sup> kcal	%
						Production	Importation							
Charbon .....	188,0	6,3	10,4	83,3	100,6	41,5	1,0	11,7	2,9	37,0	93,8	+ 6,6	0,2	—
Briq. de lignite	—	0,3	—	—	0,3	0,27	—	—	—	0,03	0,3	—	—	—
Aggl. de charb.	5,3	—	0,2	0,3	4,7	1,7	—	1,7	0,3	1,0	4,7	—	—	—
Comb. liq. raf.	2,8	12,7	0,2	0,08	15,2	1,6	?	7,6	1,1	4,9	15,2	—	—	—
Coke .....	34,3	—	4,1	1,3	28,9	1,3	0,1	0,1	20,9*	5,6	28,0	+ 0,2	0,5	—
Gaz man. et nat.	10,5	0,005	0,095	3,6	7,1	1,96	0,13	—	1,76	2,36	6,2	—	0,9	12,5
Electricité ...	7,0	0,09	0,04	—	7,05	0,87	0,07	0,26	0,91	4,53	6,6	—	0,4	5,7
Total .....		19,395	15,035		163,85	49,20	1,3	21,36	27,87	55,32	154,8	6,8	2,0	

\* Cette consommation de coke dans la sidérurgie donne lieu à une récupération sous forme de gaz de hauts-fourneaux dont une partie (3,6 X 10<sup>12</sup> kcal) est utilisée pour la production d'énergie électrique.

Ainsi qu'il était dit dans l'étude précédente un progrès notable dans la connaissance des rendements d'utilisation ne pourra notamment être enregistré que le jour où une ventilation convenable aura pu être faite entre les différents emplois des combustibles dans les divers secteurs de consommation.

Il est particulièrement délicat de donner un chiffre global pour les rendements d'utilisation. La complexité apparaît dans les données suivantes qui devraient être pondérées pour aboutir à une valeur globale.

### 71. — Utilisations domestiques et administrations publiques.

Tableau XXII.

Charbon :		
Rendement pour	cuisine .....	10 à 20 %
»	» chauffage ...	40 à 55 %
Electricité :		
Rendement pour	cuisine .....	50 à 65 %
»	» chauff. de loc. ....	env. 100 %
»	» éclairage .....	env. 15 % *
»	» p <sup>te</sup> force mot. ....	env. 50 %
Gaz :		
Rendement pour	cuisine .....	60 à 65 %
»	» chauffage ...	75 %
Combustibles liquides :		
Rendement pour	chauffage ...	65 %

\* Par rapport à une source idéale de lumière blanche ayant un coefficient d'efficacité de 185 lm/W.

### 72. — Transports.

#### a) Transports par rail.

Tableau XXIII.

Charbon :	
rendement à la jante du tracteur ...	5 à 6 %
Diesel :	
rendement à la jante du tracteur ...	5 à 6 %
Electricité :	
rendement à la jante du tracteur ...	80 %

Il y a lieu de faire remarquer pour l'électricité qu'il s'agit d'un rendement ayant pour base l'énergie électrique disponible à l'entrée de la sous-station de transformation.

#### b) Transports aériens.

Le rendement à l'hélice se situe à environ 20 %.

#### c) Transports routiers.

Un rendement moyen se situe entre 20 et 28 %, il s'agit du rendement à la roue motrice du véhicule.

### 73. — Industrie et sidérurgie.

Tableau XXIV.

Charbon .....	rendement global	45 %
Gaz .....	»	65 %
Coke .....	»	45 %
Electricité .....	»	80 %
Combustibles liquides ...	»	45 %

Ces diverses données conduisent au tableau général suivant :

Tableau XXV.

Formes d'énergie	Usages domest.		Industrie et sidérurgie
	Service publiques	Transports	
Charbon et agglomérés .....	40 à 45 %	5 à 6 %	45 %
Coke .....	40 à 45 %	—	45 %
Combustibles liquides .....	65 %	20 à 28 %	45 %
Gaz .....	70 à 75 %	—	65 %
Electricité .....	45 %	80 %	80 %

Tableau XXVI. — Effets utiles des quantités d'énergie exprimés en 10<sup>6</sup> MWh.

Formes d'énergie	Utilisations domestiques	Administr. publiques	Transports	Sidérurgie	Autres industries	Total	%
Charbon, agglom. et briq. de lignite .....	21,4	0,5	0,9	1,7	19,9	44,4	58,5
Coke .....	0,6	0,06	—	11,0	2,9	14,56	19,2
Combustibles liquides .....	1,2	?	2,1	0,6	2,6	6,5	8,5
Gaz manufacturé et naturel ..	1,7	0,1	—	1,3	1,8	4,9	6,5
Electricité .....	0,5	0,04	0,2	0,8	4,2	5,74	7,5
Total MWh .....	25,4	0,7	3,2	15,4	31,4	76,1	
Pour-cent .....	33,4	1,0	4,2	20,2	41,2	100	100

## 8. — CONSOMMATIONS EFFETS UTILES (Tableau XXVI).

L'on peut se représenter les « effets utiles » dans les différents secteurs comme étant les valeurs de consommation d'énergie (exprimée en kWh) d'appareils moteurs ou de chauffage de rendement par fait qui rendraient les mêmes services que ceux qui sont utilisés en réalité.

Les effets utiles pour les différentes utilisations des diverses formes d'énergie correspondent aux produits des quantités consommées par la valeur correspondante du rendement d'utilisation.

Lorsque les rendements d'utilisation varient entre certaines limites, la moyenne arithmétique entre ces limites a été adoptée comme base de calcul.

## 9. — CONCLUSIONS

Dans l'esquisse du bilan énergétique relatif à l'année 1948, d'importantes lacunes ont été signalées. Dans la mesure du possible celles-ci ont été éliminées par la recherche d'éléments statistiques plus complets.

Néanmoins il subsiste certaines imperfections auxquelles nous n'avons pu nous soustraire vu l'impossibilité de rassembler certaines données, il s'agit notamment :

- 1) de certaines transformations de formes d'énergie en d'autres formes d'énergie;
- 2) de valeurs incomplètes relatives à la production de gaz, production qui, pour certains secteurs, a dû être extrapolée (gazogènes).

Nous nous sommes efforcés d'apporter plus de précision aux valeurs indiquées pour les rendements d'utilisation.

Une forme d'énergie n'a pas été mentionnée, il s'agit du bois utilisé comme combustible. Aucune statistique n'existe en ce domaine, toutefois, il est permis de formuler l'appréciation que le bois devant être considéré comme combustible n'a dans notre pays qu'une importance relative assez minime.

## 10. — SOURCES DE DOCUMENTATION

1. Direction « Energie Electrique » du Ministère des Affaires Economiques et des Classes Moyennes.

2. Direction « Industries Chimiques » du même département.
3. Groupement des Importateurs d'Huiles Minérales.
4. Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité.
5. Fédération de l'Industrie du Gaz.
6. Bulletin de l'Institut National de Statistique.
7. Bulletin du Service d'Etudes Economiques de l'Industrie charbonnière.
8. Sources des données figurant dans les tableaux mentionnés ci-après :

Tableaux II à VI, IX et X :

Service d'Etudes Economiques de l'Industrie Charbonnière du Ministère des Affaires Economiques et des Classes Moyennes.

Tableaux VII et VIII :

Direction : « Industries chimiques » du Ministère des Affaires Economiques et des Classes Moyennes.

Tableaux XIII et XIV :

Direction : « Energie Electrique » du Ministère des Affaires Economiques et des Classes Moyennes.

## 11. — BIBLIOGRAPHIE

1. F. Vinck. — « Bilan Energétique de la Belgique. - Année 1948 ». - Annales des Mines de Belgique. - Année 1950, Tome XLIX, 4me livraison.
2. H. Parodi. — « Points de vue nouveaux sur l'utilisation de l'énergie électrique en France ». - Bulletin de la Société Française des Electriciens. - Décembre 1950.

Le service « Statistiques » de la Direction « Energie Electrique » a été chargé comme précédemment de recueillir et coordonner les renseignements nécessaires à l'établissement du bilan énergétique de l'année 1949.

M. M. STALON, Conseiller adjoint, a assuré une part importante de cette tâche.

# Quelques données sur l'industrie charbonnière au Japon

Extrait de « *The trend of coal mining industry and problems on coal mine damage in Japan* » (1).

par G. A. MOULAERT,

Ingénieur Civil des Mines, Electricien et Géologue.

## I. — GISEMENTS.

On distingue trois districts :

- 1) au nord, Hokkaido (dans toute l'île);
- 2) au centre, Honshu (principalement sur la côte est au nord de Tokio);
- 3) au sud-est, Kyushu (au nord-ouest de l'île).

Les couches sont en plateaux, généralement inclinées à 10°, sauf à Hokkaido où l'on trouve des dressants jusqu'à 90°.

L'ouverture moyenne des couches est de 1,5 m et la puissance moyenne, de 1,20 m.

Les réserves s'élèvent au total à 16.000 millions de tonnes et se décomposent comme suit :

- réserves certaines : 6.000 (dont 54 % à Kyushu):
- » probables : 4.000;
  - » possibles : 6.000 (dont 66 % à Hokkaido).

## II. — MODES D'EXPLOITATION

L'exploitation a lieu principalement par longues tailles et par chambres et piliers.

La situation en mars 1950 était la suivante :

	Tailles	Chambres	Autres méthodes
Longueur totale des fronts (km) .....	68	14	—
Longueur des fronts en exploitation (km) ...	60	11	—
Pourcentage de l'extraction totale .....	59	6	35

On pratique l'abatage principalement à l'explosif, le chargement du charbon à la main, l'évacuation dans les chantiers par convoyeurs, dans les mines importantes seulement.

## III. — PREPARATION DU CHARBON

Des laveries sont installées dans la plupart des charbonnages de grande et de moyenne importance.

(1) Brochure éditée au mois de février 1951, par « Resources Agency, Ministry of International Trade and Industry, Japanese Government ».

La qualité du charbon est en général médiocre : elle est de 6.100 calories en moyenne et peut descendre à 5.000 calories dans certaines régions.

### Remarques concernant le tableau I.

#### Production.

En 1926, la production annuelle était de 51,5 millions de tonnes. Elle augmente jusqu'en 1929, puis diminue pendant la crise jusqu'en 1932 et augmente jusqu'à la guerre. Elle atteint un maximum en 1940, diminue très légèrement pendant la guerre, puis tombe brusquement en 1945. De 1945 à 1950, elle est remontée rapidement de 22 à 38 millions de tonnes.

#### Rendement.

En 1926, le rendement est de 154 tonnes par homme et par année; il augmente lentement jusqu'en 1930, puis très rapidement par suite de l'adoption des longues tailles et de la mécanisation du transport du charbon. Il atteint le maximum de 227 tonnes en 1935, puis diminue ensuite lentement jusqu'à la fin de la guerre.

En 1945, pendant la période de désordres qui succéda à la guerre, il tombe brusquement à 75 t, puis augmente lentement en restant loin en-deça des chiffres d'avant-guerre, principalement à cause de la limitation des heures de travail imposée après la guerre. En 1900, il est de 104 tonnes par homme et par année.

#### Main-d'œuvre.

La main-d'œuvre employée est réduite au minimum de 138.000 unités pendant la période de crise en 1932. Elle atteint le maximum de 404.000 unités pendant la période de guerre. Elle est réduite à 307.000 unités en 1945, passe par un maximum de 446.000 unités en 1948 et retombe à 369.000 unités en 1950.

La proportion d'ouvriers occupés au fond était légèrement supérieure à 70 % avant la guerre, légèrement inférieure à 70 % pendant la guerre et réduite à environ 60 % depuis la guerre.

*Le commerce extérieur.*

Jusqu'en 1926, la balance est exportatrice. Elle devient alors importatrice et le reste jusqu'à la fin de la guerre. Le tonnage importé passe de 3 mil-

lions de tonnes en 1930 à 10 millions de tonnes en 1940. Après la guerre, l'effondrement total est suivi d'une reprise lente.

TABLEAU I.  
Extraits de statistiques.

Années	Production en millions de tonnes	Rendement en tonnes par homme et par année	Main-d'œuvre en milliers d'ouvriers	Exportation millions de t	Importation millions de t
1926	31	134	235	3,0	2,4
1927	34	140	239	2,6	3,1
1928	34	142	238	2,5	3,1
1929	34	150	229	2,4	3,6
1930	31	155	205	2,6	3,0
1931	28	182	154	2,0	3,1
1932	28	203	138	1,8	3,2
1933	33	227	144	2,1	4,3
1934	36	213	169	1,7	5,1
1935	38	216	175	1,8	5,4
1936	42	211	198	2,0	6,2
1937	45	203	223	1,9	6,2
1938	49	184	264	1,8	6,8
1939	52	179	293	1,7	8,0
1940	57	177	323	1,5	9,9
1941	56	163	342	1,7	9,6
1942	54	153	353	1,6	8,7
1943	56	147	378	1,1	6,2
1944	49	122	404	0,7	3,3
1945	22	73	307	0,5	0,3
1946	23	68	333	0,4	—
1947	29	72	497	0,8	0,03
1948	35	78	446	1,1	1,2
1949	37	97	384	0,8	1,7
1950	38	104	369	0,4	0,6

TABLEAU II.

Nombre de charbonnages en activité, classés suivant leur production annuelle.

	En 1940	En 1946	En 1949
plus de 1.000.000 tonnes/an	13	1	4
de 500.000 à 1.000.000 »	16	4	11
de 300.000 à 500.000 »	15	9	15
de 150.000 à 300.000 »	37	23	27
de 50.000 à 150.000 »	73	71	92
moins de 50.000 »	541	272	352
Total	695	380	701

Depuis la guerre les charbons extraits se répartissent comme suit :

charbons de cokeries	18 à 20 % du total
charbons à gaz	5 à 10 %
charbons de chaudières	70 à 75 %.

TABLEAU III.  
Utilisations du charbon.

	Année 1955		Année 1949	
	en millions de t	en %	en millions de t	en %
a) Usages industriels :				
Métallurgie .....	5,3	12	3,9	11
Gaz et coke .....	2,2	5	3,1	9
Industrie céramique .....	5,7	8	2,0	6
Industrie chimique et engrais .....	2,5	6	3,4	10
Industrie textile .....	5,4	12	0,7	2
Divers .....	5,2	7	2,0	7
<b>Total 1</b> .....	<b>22,5</b>	<b>50</b>	<b>15,1</b>	<b>45</b>
b) Usages généraux :				
Consommation propre des charbonnages ...	5,0	7	5,0	9
Exportations .....	1,9	4	0,6	2
Chemins de fer .....	5,7	8	6,0	18
Charbon de soutes .....	4,5	10	1,2	4
Centrales électriques .....	2,9	6	2,8	8
Usage domestique et divers .....	6,3	15	5,2	14
<b>Total 2</b> .....	<b>22,5</b>	<b>50</b>	<b>18,8</b>	<b>55</b>
<b>Total 1 + Total 2</b> .....	<b>44,6</b>	<b>100</b>	<b>35,9</b>	<b>100</b>

(NOTE : Les utilisations principales sont en grasses.)

TABLEAU IV.

Principales consommations à la tonne extraite.

Année	Fer et acier en kg/t	Explosifs g/t	Energie	
			électrique en kW/h par t	Bois en dm <sup>3</sup> /t
1951	1,18	147	17,5	68,2
1954	2,28	257	18,0	55,9
1958	2,67	191	27,6	60,1
1940	2,41	215	50,0	56,4
1944	0,95	250	44,8	62,7
1945	1,50	504	81,9	96,2
1946	1,77	271	71,2	96,5
1947	2,54	290	66,7	95,5
1948	2,75	350	66,0	87,0
1949	2,45	500	64,2	82,5
1950	2,17	501	64,4	72,0

Remarques concernant le tableau IV.

a) Fer et acier.

En 1951, la consommation du fer et de l'acier est de 1,18 kg/t. La mécanisation conduit à une consommation maximum en 1958-1959. Pendant la

guerre, elle diminue progressivement et atteint un minimum en 1944. En 1948, le rééquipement augmente fortement la consommation qui atteint en 1950 le double de celle de 1951.

b) Explosifs.

La consommation d'explosifs passe par un maximum en 1954 et un minimum en 1958. Elle augmente progressivement jusqu'en 1944. En 1950, elle était de 500 g/t, soit le double de celle de 1951.

c) Energie électrique.

De 1951 à 1953, elle est d'environ 17 kW/h à la tonne. Elle augmente d'une façon continue jusqu'en 1944, passe par une forte pointe à la remise en marche en 1945, puis diminue pour atteindre 64 kW/h à la tonne en 1950, soit près de 4 fois la consommation de 1951.

d) Bois.

En 1950, la consommation à la tonne extraite est un peu supérieure à celle de 1951. Elle s'élève à 75 dm<sup>3</sup> à la tonne.

Détail du prix de revient de la tonne extraite (octobre 1950).

exprimé en francs belges à la tonne sur la base de 1 yen = 0,14 franc belge.



	Francs belges à la tonne	
a) <i>Matières :</i>		
Bois .....	24	
Métal .....	15	
Explosifs .....	9	
Matériel électrique .....	5	
Outillage .....	7	
Charbon .....	12	
Divers .....	9	
<b>Total .....</b>	<b>77</b>	<b>77</b>
b) <i>Main-d'œuvre :</i>		
Appointements (avec primes)	26	
Salaires pour ouvriers du fond (avec primes) .....	111	
Salaires pour ouvriers de surface (avec primes) .....	45	
Charges sociales et pensions	31	
<b>Total .....</b>	<b>211</b>	<b>211</b>
c) <i>Frais généraux :</i>		
Réparations .....	8	
Electricité .....	20	
Compensation des dommages miniers .....	4	
Taxes et droits .....	8	
Amortissement .....	28	
Autres .....	20	
<b>Total .....</b>	<b>88</b>	<b>88</b>
<b>Total général .....</b>	<b>576</b>	
Montants à déduire .....	— 9	
<b>Prix de revient total à la mine</b>	<b>567</b>	
Frais de direction .....	11	
Intérêt payé .....	17	
<b>Prix de revient total .....</b>	<b>595</b>	

**TABLEAU V.  
Outillage et machines du fond.**

	Nombre
a) <i>Forage :</i>	
marteaux perforateurs .....	11.664
stopers .....	260
drifters .....	319
perforatrices électriques .....	2
<b>Total .....</b>	<b>12.245</b>
b) <i>abatage :</i>	
marteaux pics .....	14.840
tarières électriques .....	3.218
tarières pneumatiques .....	1.555
haveuses .....	521
c) <i>chargement :</i>	
chargeuses (à l'exploitation) .....	58
chargeuses (travaux préparatoires)	103
<b>Total .....</b>	<b>161</b>
d) <i>étançons métalliques (en service) ..</i>	<b>46.202</b>

Ces étançons sont utilisés dans 201 chantiers dont la longueur totale est de 17 km. Ces chantiers produisent 22 % du tonnage extrait.

**TABLEAU VI.  
Installations de préparation du charbon.**

	Nombre	Capacité en milliers de tonnes/h
Triages à la main :		
convoyeurs métalliques	306	10,0
convoyeurs à courroies	57	0,9
Triages autres .....	93	3,9
Laveries :		
Baum .....	212	11,8
Bacs à pistons .....	151	4,7
Rhéolaveurs .....	57	2,7
Type Kyoekisha .....	16	0,6
Autres .....	34	1,1

La production totale des mines possédant une laverie mécanique représentait, en 1949, 76 % de la production totale du Japon, contre 82 % en 1940.

**TABLEAU VII.  
Importance relative des tonnages traités par les différents modes de préparation mécanique.**

	Proportion du tonnage en charbon lavé : %
Bacs à pistons .....	66
Rhéolaveurs .....	3
Bacs à pistons et classificateurs .....	19
Bacs à pistons et rhéolaveurs .....	1
Bacs à pistons et tables de concentration .....	1
Rhéolaveurs et tables de concentration	2
Rhéolaveurs et classificateurs .....	5
Combinaisons de méthodes ci-dessus avec séparation par milieu dense ou flottation .....	3
<b>Total .....</b>	<b>100</b>

**TABLEAU VIII.  
Accidents en 1949.**

	Tués		Blessés	
	Nombre	%	Nombre en milliers	%
Fond :				
Explosions .....	36	4	0,07	—
Chutes de pierres ..	367	45	52,3	51
Irruptions d'eau ...	18	2	0,07	—
Transport .....	179	22	21,2	15
Divers .....	131	16	76,4	45
Surface .....	81	10	18,9	11
<b>Total .....</b>	<b>812</b>	<b>100</b>	<b>168,9</b>	<b>100</b>

### DEGATS MINIERS

a) Les quatre causes principales de dégâts dus à l'exploitation du charbon sont :

- 1) La subsidence du sol qui transforme les terres de culture en marais, qui cause des dégâts aux constructions, travaux d'art, réserves d'eau;
- 2) La baisse de niveau des nappes souterraines, donnant lieu à des difficultés d'alimentation en eau et à des pertes de récoltes;
- 3) Les décharges des eaux d'exhaure et de lavage qui causent la pollution des cours d'eau;
- 4) Les glissements de terrils.

Les dégâts miniers sont relativement peu importants dans les bassins situés en régions montagneuses (par exemple Hokkaido). Dans d'autres districts, situés dans des régions moins accidentées, très habitées et industrialisées (par exemple Kyushu), les dégâts miniers s'élèvent à un total d'environ 23.000 millions de yens (3.200 millions de francs belges). Ils posent de sérieux problèmes sociaux et économiques.

b) Réparation des dégâts miniers.

Dès 1900, certains exploitants ont réparé plus ou moins bénévolement des dégâts divers. Depuis 1930, le problème a acquis un caractère plus grave dans le district de Kyushu. En 1939, un amende-

ment à la loi minière a fixé les responsabilités et déterminé les bases de réparations. Pendant la guerre du Pacifique, l'exploitation a été poussée au maximum sans considération pour les dégâts provoqués.

Après la guerre, le Gouvernement entama le paiement de réparations au moyen de subsides et de fonds accumulés par le Service Public de Distribution du Charbon (acheteur et vendeur exclusif du charbon). La charge des réparations fut incluse dans le prix officiel du charbon lors de la révision de celui-ci en juin 1948. Le Service de Distribution a été dissout en septembre 1949, les réparations sont réglées depuis lors par la « Loi particulière sur les Mesures Temporaires de Réparation des Dégâts Miniers », passée en 1950.

Cette loi a pour but la réparation des dégâts provoqués par l'exploitation intensive du temps de guerre, au moyen de versements des exploitants et de subsides officiels. Environ 7.500 millions de yens (1.050 millions de francs belges) de réparations seront versés en 5 ans (1950-1954). Le problème n'est cependant pas définitivement réglé en ce qui concerne les dégâts anciens non couverts par la loi et les dégâts futurs. Les mesures appropriées sont à l'étude.

## Bibliographie

**DER STEINKOHLENTEER UND SEINE AUFBEREITUNG**, par **Henri J.V. WINKLER** — (Verlag Glückauf, Essen, 1951).

Un livre écrit par un technicien pour des techniciens, c'est ainsi que l'on peut présenter l'ouvrage de Winkler. Ce livre doit ses qualités et son intérêt exceptionnels à la situation privilégiée occupée par l'auteur dans l'industrie des goudrons. Ancien Directeur du Service des Recherches Chimiques et Industrielles des Mines de Vicoigne, Nœux et Drocourt et de la Société des Huiles, Goudrons et Dérivés, à Paris, l'auteur s'est occupé durant toute sa carrière des aspects scientifiques et industriels de la question des goudrons de houille. Ayant fait partie de la Mission Technique Française de la Ruhr et d'autres Commissions alliées envoyées en Allemagne depuis 1945, l'auteur a pu se rendre compte sur place de tous les développements de l'industrie allemande des goudrons. C'est dire que l'ouvrage de Winkler a été rédigé sur la base d'une documentation vécue.

La première partie du livre, après une description des caractéristiques industrielles du goudron brut et de ses modes de stockage, donne d'emblée la description des nombreuses variantes industrielles de la distillation discontinue et continue de départ.

Cette première partie est ensuite consacrée à la description comparative des différentes techniques de travail des huiles légères, moyennes et lourdes, de l'huile d'antracite et, finalement, du brai.

Il y a lieu de signaler dans cette première partie les très nombreux croquis, simples et clairs, qui facilitent la compréhension des diverses techniques industrielles, sans que l'attention soit distraite par des représentations trop poussées de détails d'appareillage. Il y a lieu de faire remarquer également le soin qui a présidé à la rédaction de la section qui traite des propriétés physiques et chimiques, ainsi que des applications industrielles des produits isolés par les procédés décrits.

La première partie du livre se termine par des vues personnelles de l'auteur sur les développements futurs possibles des techniques de traitement industriel des goudrons.

La deuxième partie de l'ouvrage est d'abord consacrée à la description des détails d'appareillages, questions qui, par souci de clarté de l'exposé, avaient été laissées dans l'ombre à la première partie. Ces descriptions détaillées concernent l'appareillage général (conduites, réservoirs, appareils de séparation et de fractionnement, tours, fours à chaux, appareils de broyage, pompes et engins de transport) et les instruments de mesure et de contrôle.

Une section de la deuxième partie donne les prescriptions des cahiers de charges allemands pour les matières premières produites par l'industrie des goudrons, de même que la description, très détaillée, des méthodes d'examen.

L. C.

## Communications

**V<sup>e</sup> CONGRES INTERNATIONAL DE L'INDUSTRIE DU GAZ. — Bruxelles, 1952.**

Le Conseil de l'Union Internationale de l'Industrie du Gaz a décidé de tenir à Bruxelles, du 16 au 22 juin 1952, le V<sup>e</sup> Congrès International de l'Industrie du Gaz.

Tous les membres des Associations gazières nationales sont cordialement invités à participer à ce Congrès au programme duquel sont prévues la présentation et la discussion de rapports établis par les associations nationales ainsi que celles de mémoires individuels. Des visites d'usines et des excursions sont préparées respectivement pour les congressistes et pour les dames. Après la clôture du Congrès, des excursions touristiques spéciales pourront être effectuées et leur organisation sera confiée à une agence spécialisée.

Les participants inscrits au Congrès recevront un exemplaire complet de tous les mémoires et rapports. Cette documentation pourra également être obtenue par les personnes ne participant pas au Congrès, moyennant paiement d'une somme qui sera déterminée ultérieurement et pour autant que des exemplaires restent disponibles.

Les personnes désirant prendre part au Congrès ou obtenir un exemplaire des publications sont priées d'en informer, avant le 30 novembre 1951, le Secrétariat de leur Association gazière nationale. Cette inscription, qui n'est que provisoire et ne comporte comme telle aucune obligation, constitue pour les organisateurs une précieuse indication en vue de la préparation des assemblées, visites et réunions. D'autre part, ces personnes recevront en temps utile le bulletin d'inscription définitif et le programme détaillé du Congrès. Une participation très importante est prévue.

Pour toute information supplémentaire, il est conseillé de s'adresser au Secrétariat de l'Association gazière nationale ou, directement, au Secrétariat général de l'Union Internationale de l'Industrie du Gaz, 4, avenue Palmerston, Bruxelles (Belgique).

**IV<sup>e</sup> CONGRES INTERNATIONAL DU CHAUFFAGE INDUSTRIEL. — Paris, 1952.**

Le IV<sup>e</sup> Congrès International du Chauffage Industriel (Thermique et Thermodynamique appliquées) se tiendra à Paris, au Conservatoire National

des Arts et Métiers, du 29 septembre au 4 octobre 1952, sous l'égide du Comité Consultatif de l'Utilisation de l'Énergie. Le Congrès a pour objet l'étude scientifique, technique, économique et législative de toutes les questions relatives à la production et à l'utilisation de l'énergie calorifique sous toutes ses formes. Les travaux comprendront des séances de discussion et des visites d'usines, de laboratoires ou de centres de recherches. Il est également prévu un voyage d'études en Lorraine. Le programme et, en général, tous les renseignements relatifs à cette manifestation ont été publiés par « Chaleur et Industrie », n° 308, mars 1951. Cette publication peut être obtenue au Secrétariat général du Congrès, 2, rue des Tanneries, Paris (15<sup>e</sup>), qui reçoit également les demandes d'inscription. Les Congressistes désirant présenter une communication sont priés d'en informer le plus tôt possible le Secrétariat général, au plus tard avant le 1<sup>er</sup> janvier 1952. Les communications devront lui parvenir avant le 1<sup>er</sup> mars 1952. Quelque temps avant le Congrès, les membres recevront en fascicules séparés le texte de toutes les communications. L'interprétation français-anglais et anglais-français sera assurée à toutes les séances.

Une Exposition du Chauffage Industriel aura lieu du 27 septembre au 12 octobre 1952 et permettra de faire le point des nouvelles techniques et des immenses progrès réalisés depuis vingt ans dans tous les domaines de la thermique et de la thermodynamique appliquées. Tous renseignements peuvent être obtenus auprès du Commissaire général de l'Exposition, M. J. Compère, 66, rue de Rome, Paris (8<sup>e</sup>) - LABorde 86-40.

## INSTITUT BELGE DE NORMALISATION.

L'Institut Belge de Normalisation vient de faire paraître la Norme Belge :

NBN 211 — *Soudage aux gaz — Matières premières,*

qui fait partie de la série des fascicules consacrés aux études dans le domaine du sondage.

NBN 211 comprend deux chapitres :

— le premier consacré au carbure de calcium, est la reproduction du texte complet des Normes internationales du carbure de calcium et de leurs annexes, telles qu'elles ont été approuvées par le X<sup>e</sup> Congrès International de l'Acétylène et de la Soudure Autogène et modifiées et complétées ultérieurement par la Commission Permanente Internationale de l'Acétylène, de la Soudure Autogène et des industries qui s'y rattachent;

— le second chapitre est consacré à l'oxygène et à la méthode Hempel pour le dosage de l'oxygène dans un mélange gazeux.

Cette norme peut être obtenue au prix de 65 fr., franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 653.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 211 ».

L'Institut Belge de Normalisation met à l'enquête publique le projet de norme belge suivant :

NBN 271 — *Produits sidérurgiques — Détermination des basses teneurs en carbone total dans les fers, aciers et alliages. Méthode gravimétrique.*

Ce projet est le second de la série consacrée aux

méthodes d'analyse des produits sidérurgiques. La méthode gravimétrique s'applique aux déterminations des teneurs en carbone inférieures à 0,15 %.

NBN 271 peut être obtenu au prix de 10 fr., franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 653.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « Projet NBN 271 ».

Les observations et suggestions seront reçues avec empressement jusqu'à la date de clôture fixée au 19 décembre 1951. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible, à l'Institut Belge de Normalisation, Service des Enquêtes, avenue de la Brabançonne, 20, Bruxelles IV.

## BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas de volgende Belgische Norm :

NBN 211 — *Gassmeltlassen — Grondstoffen,*

die deel uitmaakt van de reeks werkjes gewijd aan de studies in het lasgebied.

NBN 211 omvat twee hoofdstukken :

— het eerste gewijd aan het calciumcarbide, bevat de volledige tekst van de Internationale Normen voor calciumcarbide en van hun aanhangsels, zoals zij zijn goedgekeurd door het « X<sup>e</sup> Congrès International de l'Acétylène et de la Soudure Autogène » en later gewijzigd en aangevuld zijn door de « Commission Permanente Internationale de l'Acétylène, de la Soudure Autogène et des industries qui s'y rattachent »;

— het tweede hoofdstuk is gewijd aan de zuurstof en aan de methode volgens Hempel voor de bepaling van het gehalte aan zuurstof in een gasmengsel.

Deze norm is verkrijgbaar aan de prijs van 65 fr., portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credit van de postrekening n° 653.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden « NBN 211 ».

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas het volgend ontwerp van Belgische norm ter critiek :

NBN 271 — *IJzer- en Staalproducten — Bepaling van de lage gehalten aan totale koolstof in ijzer, staal en legeringen. Gravimetrische methode.*

Dit ontwerp is het tweede van de reeks gewijd aan de methodes voor de analyse van ijzer- en staalproducten. De gravimetrische methode is van toepassing op de bepalingen van koolstofgehalten lager dan 0,15 %.

NBN 271 is verkrijgbaar tegen de prijs van 10 fr., portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credit van postrekening n° 653.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « Ontwerp NBN 271 ».

De opmerkingen en suggesties zullen volgaarne worden ontvangen tot op de sluitingsdatum van het onderzoek, vastgesteld op 19 December 1951. Men wordt verzocht ze, zo mogelijk in dubbel exemplaar, te adresseren aan het Belgisch Instituut voor Normalisatie, Dienst der Onderzoeken, Brabantsesteenweg, 20, Brussel IV.



Fonçage et recarrage de puits.

Enfoncement par congélation.

Creusements de burquins, boueux,  
etc. . à l'entreprise.

Placement de tous genres de tuyauteries  
et cables le long des puits.

Etudes sur place de tous problèmes,  
par ingénieurs spécialisés.

50 années d'expérience en ces matières,  
1200 ingénieurs, techniciens, ouvriers  
spécialisés, machines adaptées.



**Frölich & Klüpfel**

Ateliers de Constructions et Entreprise de Fonçage  
et Travaux Miniers

SIÈGE SOCIAL: **WUPPERTAL-BARMEN**  
DÉPARTEMENT FONÇAGE DE PUIES ET  
TRAVAUX MINIERS: **ESSEN**, Haus der Technik

Agent Général pour la Belgique:

**PAUL PLANCQ**

47, rue Sylvain Guyaux

**La Louvière** · Tél. 234.73.

**SPECIALITE DES APPAREILS DE MINES ET CARRIERES**  
**A. G. D.**  
**Ateliers GENARD-DENISTY**  
**CHATELNEAU (Belgique) -- Tél. Charleroi 300.41-301.40**

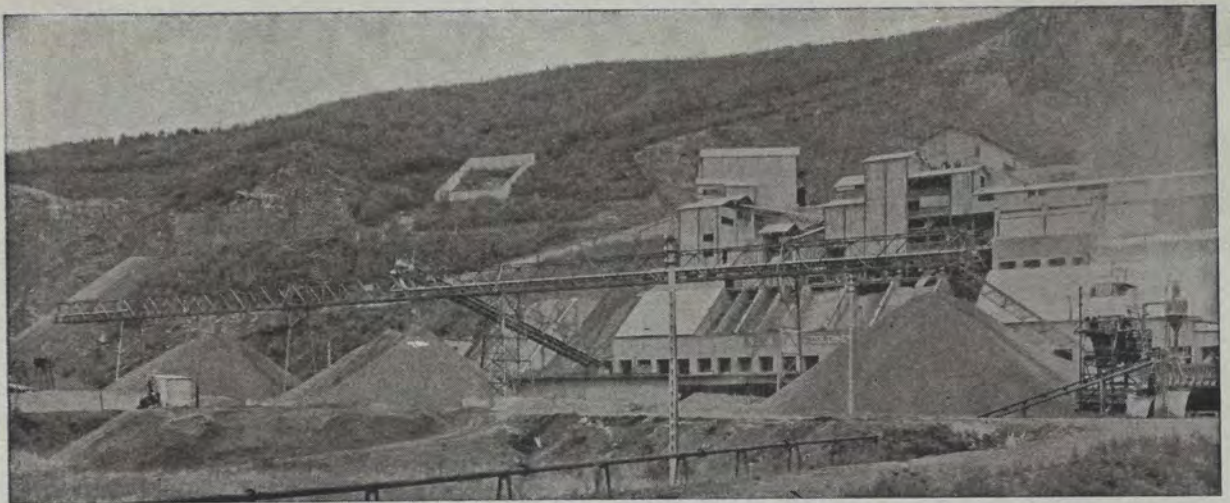


**TOUTE LA MECANISATION  
 DU FOND ET DE LA SURFACE  
 BROYAGE - CONCASSAGE  
 TOUS LES APPAREILS  
 DE MANUTENTION MECANIQUE**

**INSTALLATIONS DU FOND**

Convoyeurs à courroie pour voies et tailles. - Transporteurs blindés à courroie. - Treuils. - Descenseurs verticaux. - Trainages mécaniques. - Encagement et décapement 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 berlines pour bouveaux. - 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**