

ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

REDACTION

— LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban —

REDACTIE

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

MARS 1952

MAART 1952



plus de bénéfices

par moins de résistance et d'entretien

Roulements **SKF**

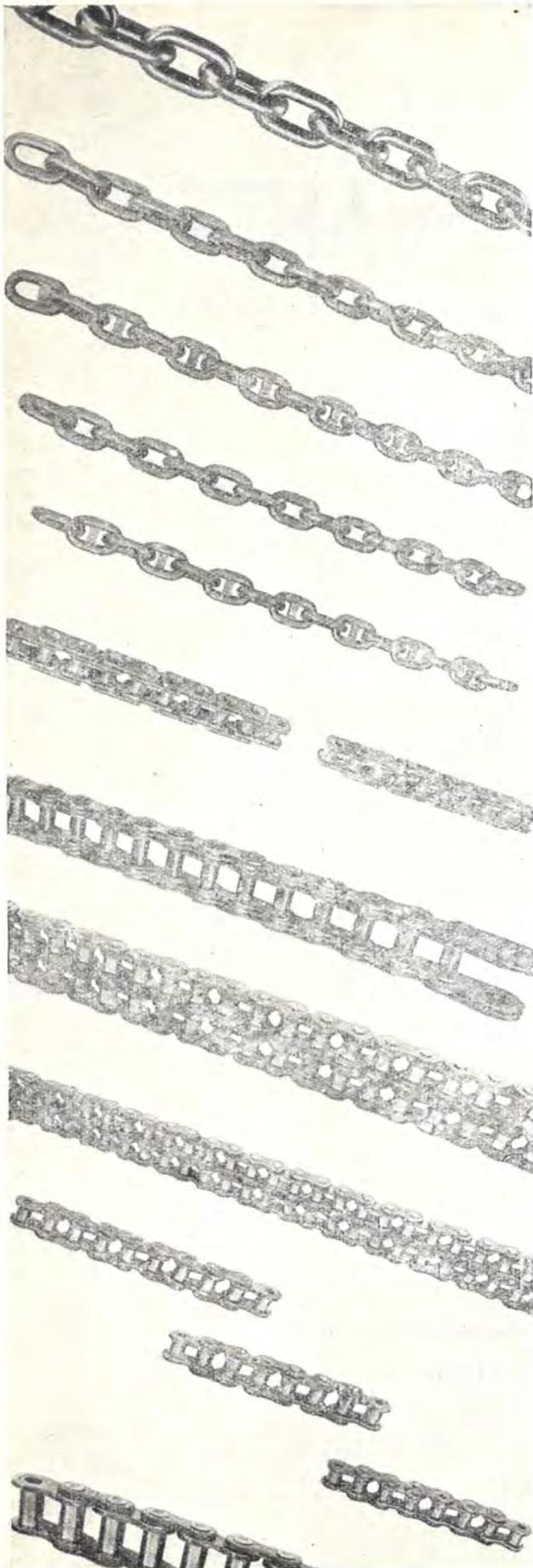
pour molettes
de charbonnages
et wagonnets
de mines

SOCIÉTÉ BELGE DES ROULEMENTS A BILLES SKF S.A.

117 - BOULEVARD ANSPACH - BRUXELLES - TÉLÉPHONES : 11.65.12 - 13 - 14 - 15

109

Vertil



97, AVENUE DEFRE, UCCLE-BRUXELLES

Vous présente
un aperçu
de la gamme
des chaînes

fabriquées par

**Fabrique de chaînes,
Prünte & C^o. G. m. b. H.
Datteln/Westphalie, Allemagne**

SPECIALITE :

**Chaîne à haute résistance
pour convoyeurs blindés**

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

Les **ACEC**
construisent...

TOUT LE
MATÉRIEL ÉLECTRIQUE

Antidéflagrant

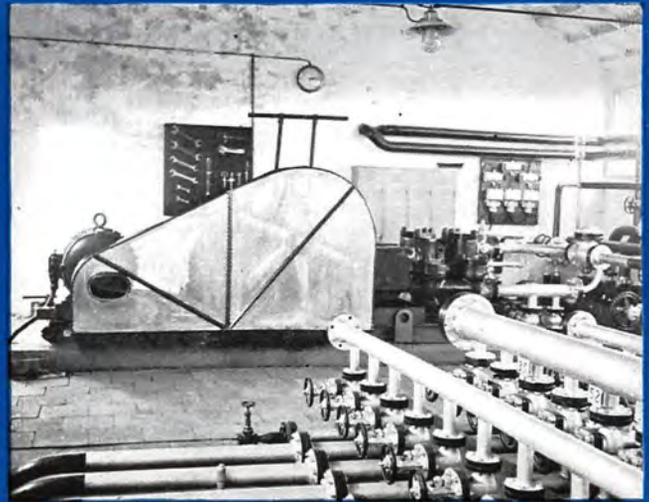
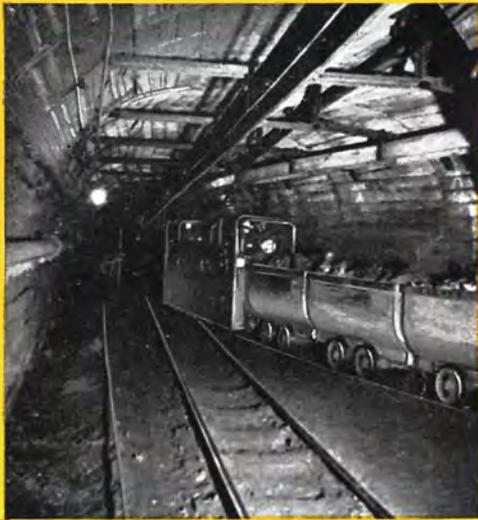
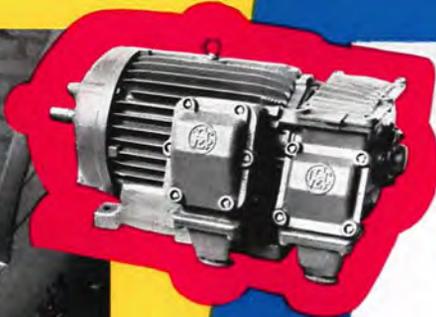
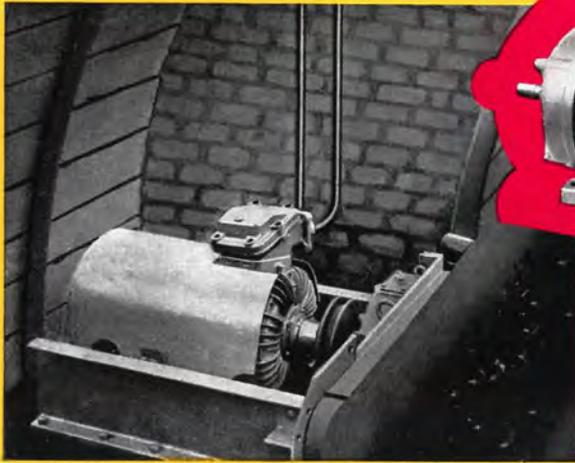
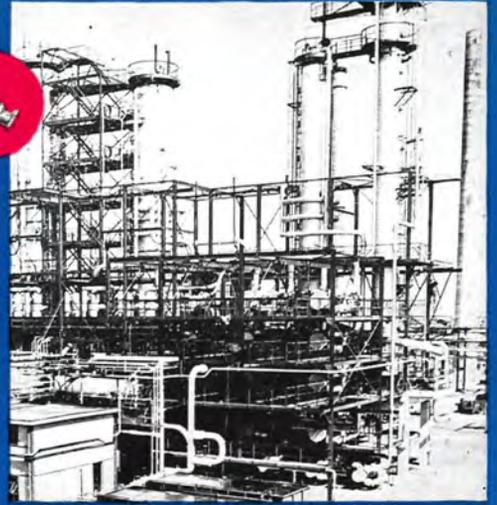
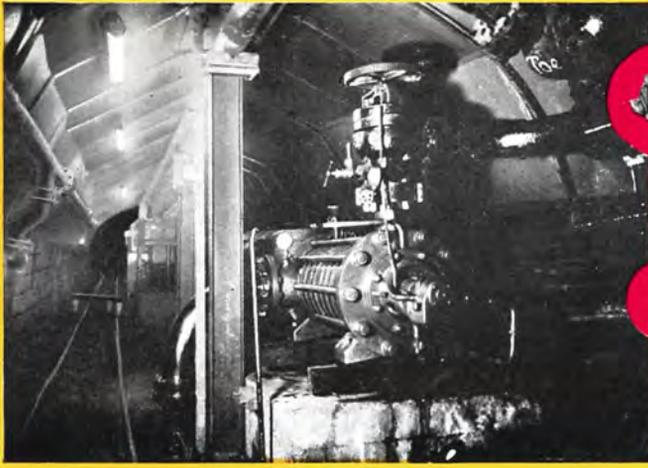
POUR L'ÉQUIPEMENT
DES INDUSTRIES

*...de la Houille
et du Pétrole*

Ateliers de Constructions Electriques de Charleroi

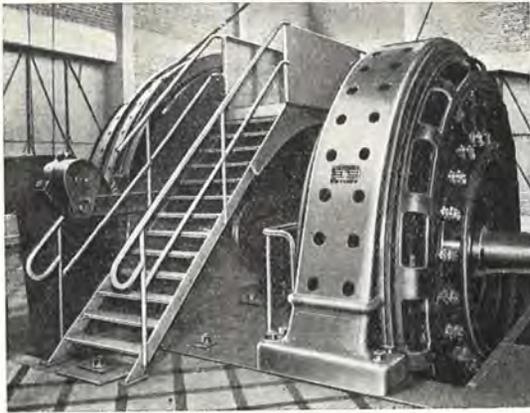
SOCIÉTÉ ANONYME





Une expérience de plus d'un demi-siècle
Une construction robuste et soignée
Les approbations des principaux organismes de contrôle





EQUIPEMENTS ELECTRIQUES DE MINES

Moteur d'extraction
à attaque directe
1380/2760 cv.
vitesse 0 ± 50 t/m.

Charbonnages Espérance et Bonne Fortune

BRUXELLES	Tél. 37.30.50	CHARLEROI	Tél. 281.49
GAND	576.01	MONS	326.44
ANVERS	37.28.53	LUXEMBOURG	3590
LIEGE	23.62.05	LEOPOLDVILLE	38.64



Siège Social et Usines : 42, Dock — GAND.
Siège Adm. : 54, Ch. de Charleroi — BRUXELLES

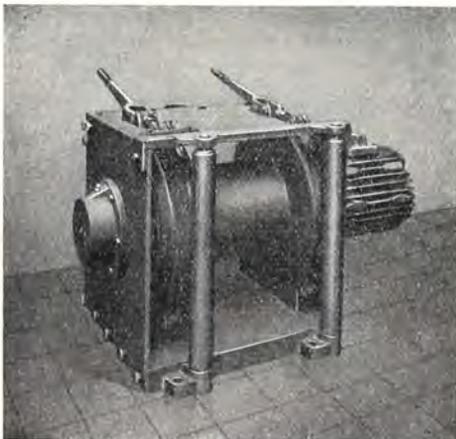
MECANIQUE
— Moteurs Diesel-Carels —
Machines et Turbines à vapeur

ELECTRICITÉ INDUSTRIELLE

— Moteurs — Alternateurs —
Transformateurs — Redresseurs
à vapeur de mercure - Matériels
de traction, d'extraction, anti-
déflagrant - Moteurs de lami-
noirs - Moteurs et appareillage
de lavage et de manutention -
Contacteurs automatiques in-
dustriels - Postes statiques et
groupes convertisseurs de sou-
dure, etc...

**ELECTRICITÉ DOMESTIQUE
ET PROFESSIONNELLE**

— Chauffage — Cuisine —
Réfrigération — Eclairage, etc.



Treuil électrique à embrayage progressif,
moteur antifrisouteux incorporé.



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**

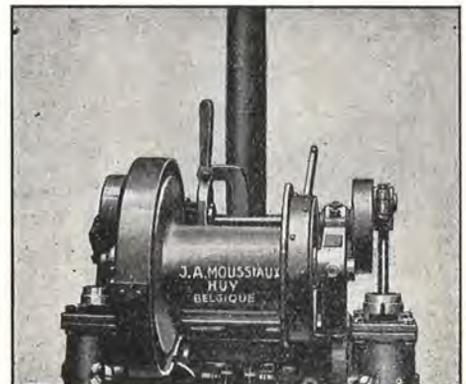
à cylindres oscillants, pour
halage et extraction, mon-
tés sur colonne ou sur
châssis.

**TREUILS
ELECTRIQUES**

pour halage et extraction.

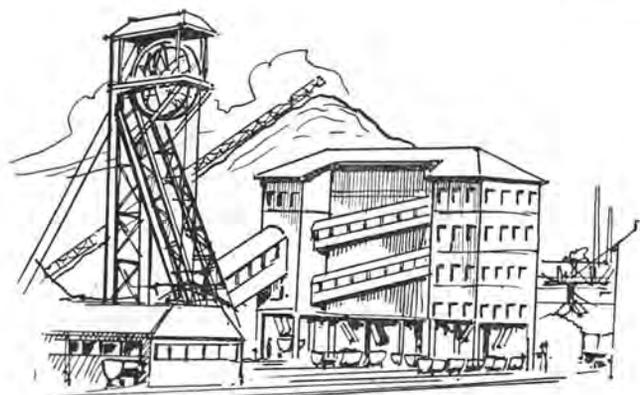
Plus de 5.000 treuils
en activité.

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.

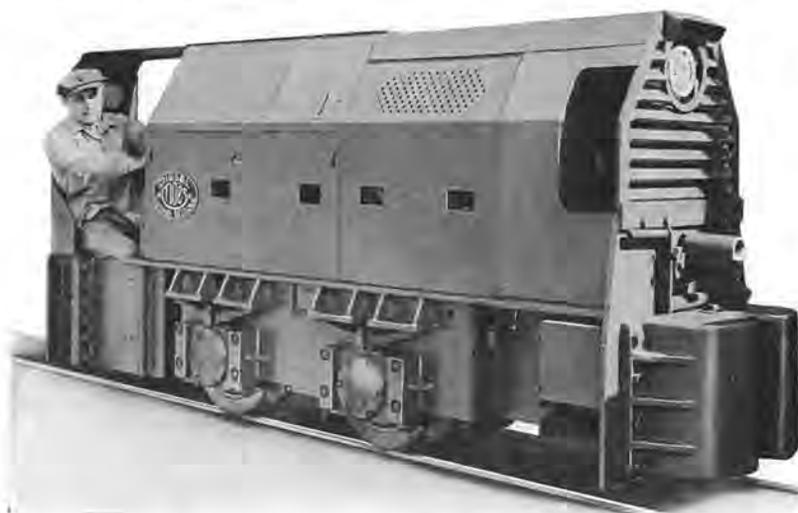
✕

LOCOMOTIVES DIESEL DE MINE
de 14 à 90 CV.

✕

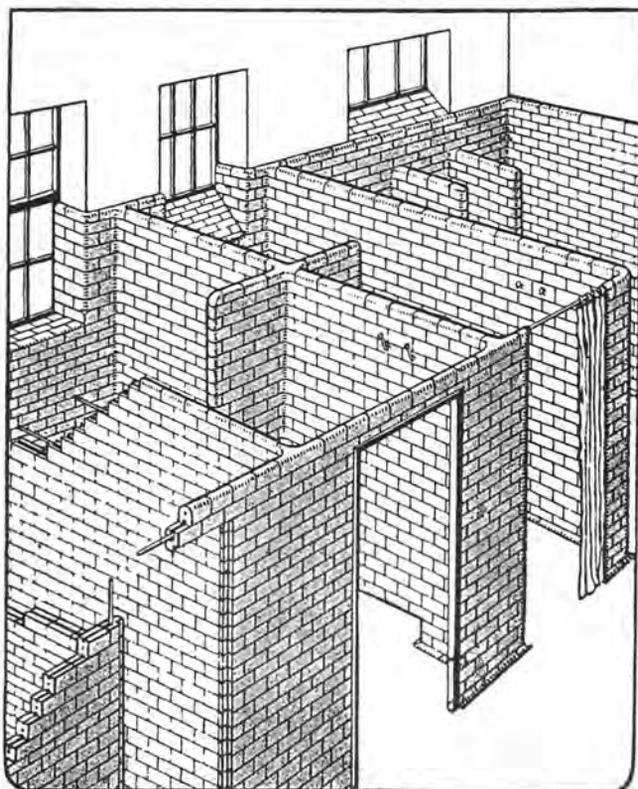
GROUPES ELECTROGENES
de 3,5 à 100 KW.

Pour toute correspondance relative à la présente
annonce prière se référer du nom de cette revue.



ENTREPRISE

BAINS-DOUCHES ET CLOISONS SANITAIRES



EN BRIQUES EMAILLÉES A DOUBLE FACE
EN

« GRES BELGE ET DE SILESIE »

✕

ANCIENNE SUCCURSALE

Armand BECKER

MAISON FONDÉE EN 1882

LIEGE 35, QUAI DU BARBOU

TELEPHONES : 43.98.50 - 43.19.20 - 43.19.32

COMPTE CHEQUES POSTAUX : 958.01

REGISTRE DE COMMERCE : 7560

✕

MAISON SPECIALISEE

PAR 40 ANS D'EXPERIENCE
NOMBREUSES REFERENCES

BUREAUX D'ETUDES

PROJETS - ENTREPRISES A FORFAIT

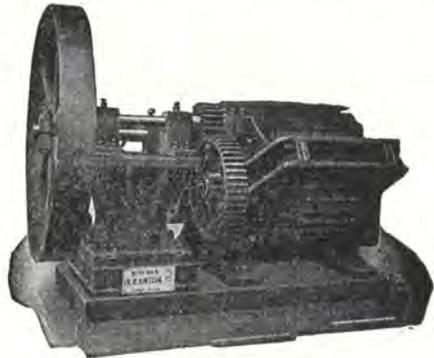
Ateliers Louis Carton

Installations de :

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

Matériel pour charbonnages :

Elévateurs - Transporteurs - Distributeurs - Filtres
dépoussiéreurs.



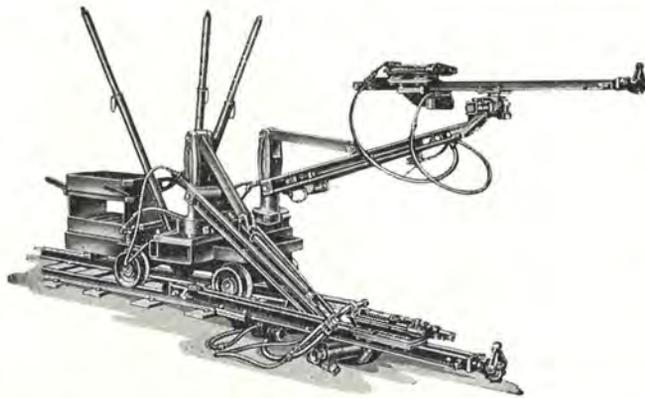
Broyeurs à cylindres dentés.

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

S.A. TOURNAI
(BELGIQUE)



Installations de manutention
et distribution de charbon.



COMPAGNIE BELGE

Ingersoll-Rand

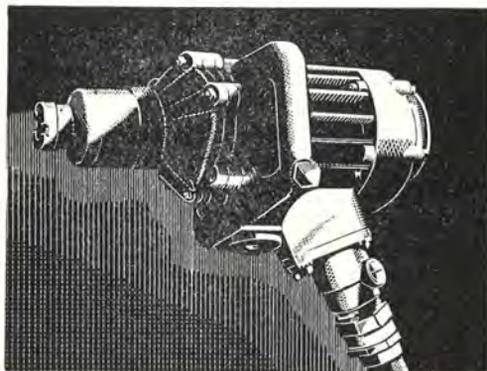
SOCIETE ANONYME

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 ANTIDÉFLAGRANTS
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^o, S. A.

GHH

Service technique :

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

GUTEHOFFNUNGSHÜTTE WERK STERKRADE • OBERHAUSEN-RHEINLD.

protégez votre outillage...
protégez votre rendement



triple relais de protection électro-magnétique
triple relais de protection thermique
triple protection contre marche s/2 phases

DISJONCTEURS
TRIPOLAIRES
STOTZ
de 0,19 à 33 A

ELECTRO-APPAREILS
BRUXELLES • Tél. 34.28.86 • 33.76.32 • 233 R.d.l. LOI

CREATION • LA GENERALE PUBLICITAIRE • S. A.

CONSTRUCTIONS INDUSTRIELLES D'ANS

Sté A^{me}

Cap. 20.000.000

à ANS-lez-LIEGE



Division CHAINES :

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

Division ESTAMPAGE :

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

Installations Modernes
de Traitements Thermiques.

INDUSTRIELS

AUGMENTEZ VOTRE PRODUCTIVITE !

ADRESSEZ-VOUS AU

BUREAU D'ETUDES INDUSTRIELLES FERNAND COURTOY

S. A.

43, RUE DES COLONIES, BRUXELLES - Tél. 12.30.85

ETUDES ET PROJETS

ORGANISATION
MODERNISATION
EXTENSION
DE VOS USINES



ELECTRICITE THERMIQUE
MECANIQUE EXPERTISES
GENIE CIVIL 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

SOCIÉTÉ ANONYME

77, rue de Mérode - BRUXELLES - Téléphone : 37.16.22



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

Adressez-vous à

MAVOR & COULSON LTD

BRIDGETON, GLASGOW S. E.

pour ses convoyeurs
hacheuses Samson
chargeuses Samson

SISKOL MACHINES LTD

SHEFFIELD

pour son canon abatteur

HEAD WRIGHTSON & C^o LTD

THORNABY ON TEES

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

FILIALE :

MAVOR & COULSON (CONTINENTALE), S. A.

65, rue Georges Raemackers, BRUXELLES III

Téléphone : 16.09.43

Télégrammes : Prodigious

FORAKY

SOCIÉTÉ ANONYME

CAPITAL : 50.000.000 DE FR.S.

**SONDAGES
FONÇAGE
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 miniers.

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

ATELIERS DE CONSTRUCTION A ZONHOVEN PRÈS HASSELT

SIÈGE SOCIAL : 13, PLACE DES BARRICADES
BRUXELLES

CORRESPONDANTS EN FRANCE, ANGLETERRE, ESPAGNE

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

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.
Pelleteuses. - 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



Les „WAGON DRILLS” GARDNER DENVER;

*forent plus vite
et plus facilement.*

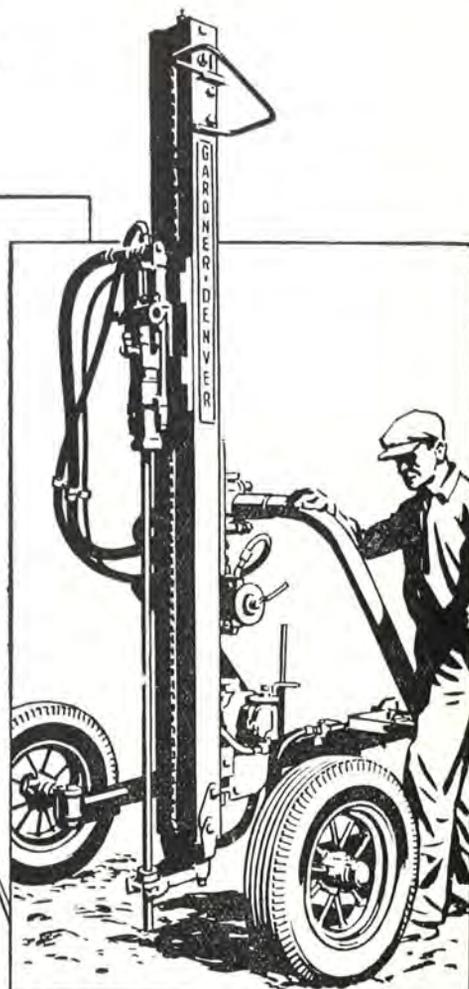


Le type léger Gardner Denver LCM. est idéal pour tous les travaux qui exigent de fréquents déplacements. Equipé pour travailler par fosses de 1,80 m. il est parfaitement maniable.

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



Pour la forage de roches dures, choisissez Gardner Denver WD, le type spécialement conçu pour des forages profonds. Il possède un puissant pouvoir de nettoyage des fourneaux forés. Il peut travailler par fosses de 3 ou de 4,5 m.



Pour un avancement rapide, le type Gardner-Denver URM est le dernier cri. Il est équipé pour travailler par fosses de 1,80 m. Les roues et le mât son réglables. Les commandes en sont simples.

*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

DEPUIS 1859

GARDNER-DENVER

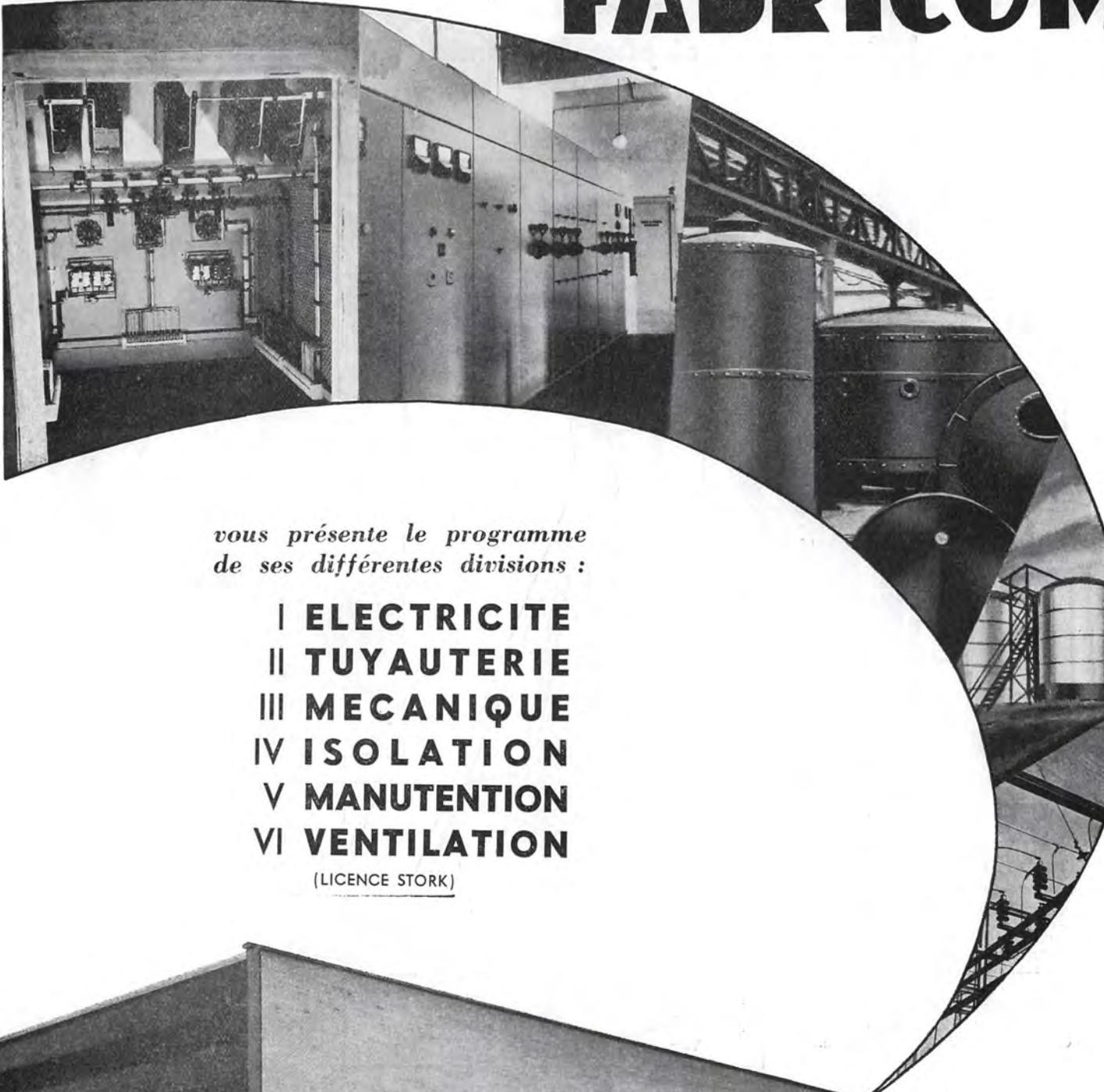
LA MARQUE RÉPUTÉE POUR DES COMPRESSEURS, POMPES ET PERFORATRICES

FABRICOM

*vous présente le programme
de ses différentes divisions :*

- I **ELECTRICITE**
- II **TUYAUTERIE**
- III **MECANIQUE**
- IV **ISOLATION**
- V **MANUTENTION**
- VI **VENTILATION**

(LICENCE STORK)



FABRICOM

SIÈGE SOCIAL : 13, BD DU RÉGENT - BRUXELLES - TÉL. 12.67.00

*La Marque
réputée dans le domaine
de la vapeur*



PURGEURS
AUTOMATIQUES

—
DÉTENDEURS
RÉGULATEURS
DE PRESSION

—
DÉSHUILEURS

—
ALIMENTATEURS
AUTOMATIQUES
DE CHAUDIÈRES

—
SÈCHEURS
DE VAPEUR

—
FILTRES

ÉTABLISSEMENTS

JEAN MARCK

S.A.

HERSTAL-LIÈGE

FILIALE : S.A. LE PURGEUR MARCK À LILLE

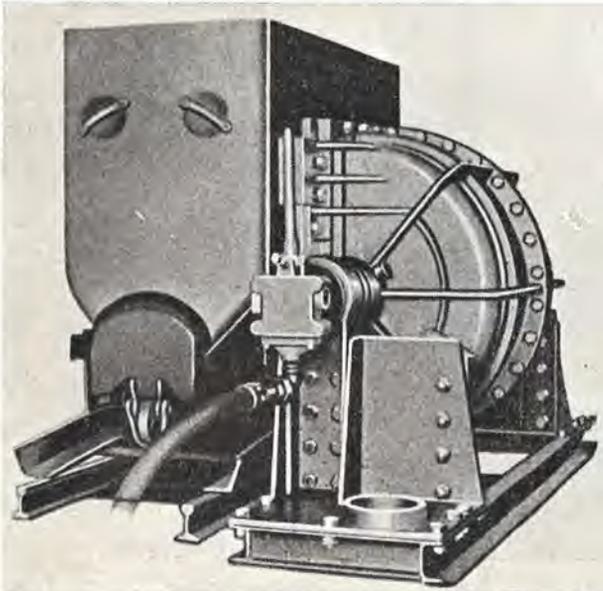
TÉL.

41008

40678

CULBUTEUR ROTATIF à SEGMENT

MÖNNINGHOFF



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 - Tél. 48.87.94

Ch. Lambrecht

S.A.

Vulcanisateur électrique
antidéflagrant

WAGENER



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

Ch. Lambrecht

S.A.

ÉTABLISSEMENTS

Jadot *f^{PS}*

SOCIÉTÉ ANONYME

BELŒIL



EQUIPEZ VOS TAILLES

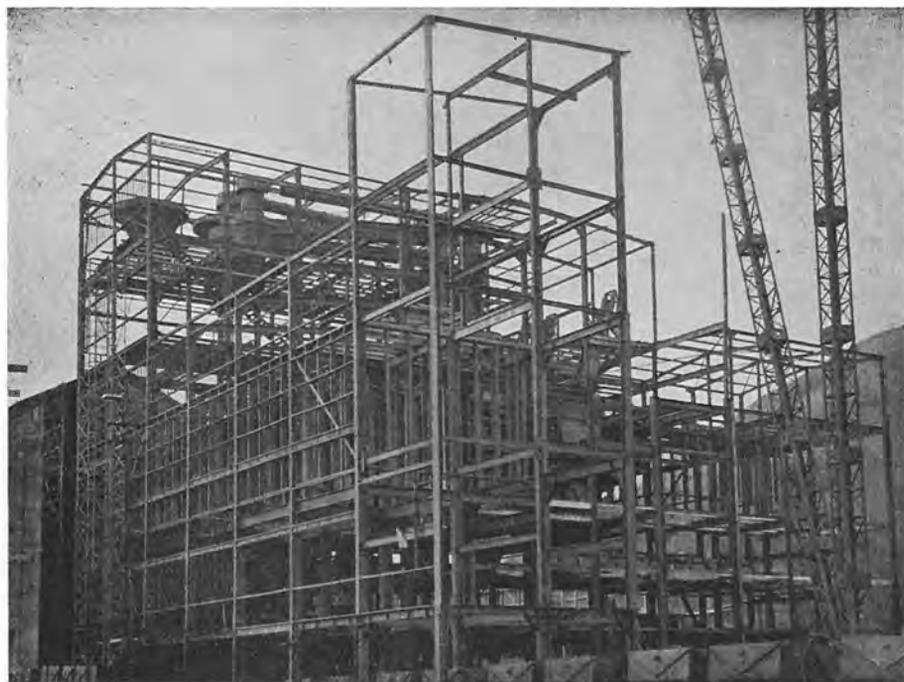
au moyen des :

NOUVEAUX ETANÇONS
métalliques Dardenne
à boîtier élastique

et des

BELES METALLIQUES
en acier coulé

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



**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



Transporteurs à courroie en caoutchouc et transporteurs à bandes à écailles en acier

Buses d'aérage à commande électrique ou à air comprimé

Treuil à commandes électrique ou à air comprimé

Machines à remblayage mécanique

Outillages pneumatiques

Équipements automatiques d'accrochages et de recettes

Moteurs de couloirs à air comprimé et commandes de couloirs électriques

Tuyauteries à air comprimé

Fonçage et recarrage de puits

Enfoncement par congélation

Creusements de burquins, bouveaux, etc. à l'entreprise

Placement de tous genres de tuyauteries et cables le long des puits

Études 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.

ENTREPRISES DE TRAVAUX MINIERES Jules VOTQUENNE

S.P.R.L.

11, rue de la Station, TRAZEGNIES

TELEPHONE : Charleroi 800.91



FONÇAGE, GUIDONNAGE ET ARMEMENT COMPLET
DE PUIITS DE MINES

NOUVEAU SYSTEME DE GUIDONNAGE A CLAVETTES SANS BOULONS

Brevet belge n° 453989 - Brevet français n° 540539

EXECUTION DE TOUS TRAVAUX DU FOND

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

Entreprises en tous pays. — Grande pratique.

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

Visites, Projets, Etudes et Devis sur demande.

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)

S. A. CRIBLA

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

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

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

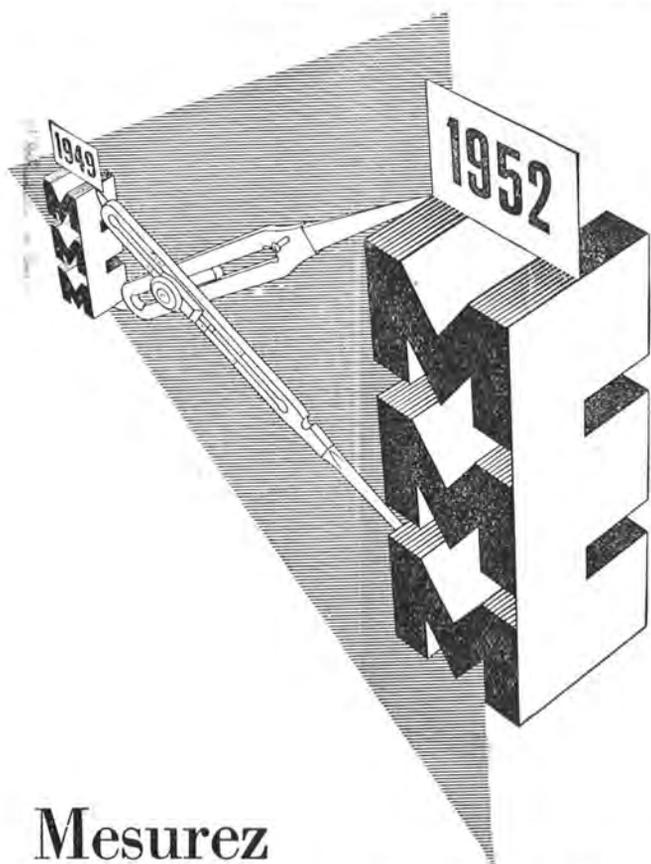
CONSTRUCTION DE TRIAGES ET LAVOIRS A CHARBON

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

LAVAGE PAR LIQUIDE DENSE
SYSTEME « TROMP »

MISE A TERRIL BREVETEE

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.

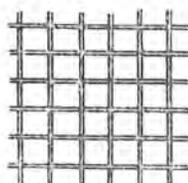
4^{ème} Foire internationale de LIEGE

dorland

26 AVRIL — 11 MAI 1952

MINES - MÉTALLURGIE - MÉCANIQUE - ÉLECTRICITÉ INDUSTRIELLE

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



Clouterie et Tréfilerie des FLANDRES

USINE DE MERELBEKE

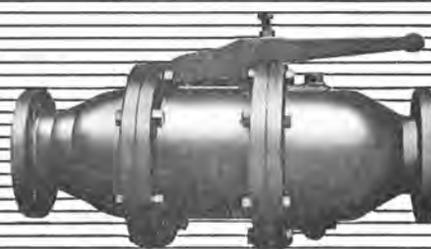
DIVISION TISSAGE

TELEPHONE : GAND 168.51

CORRESPONDANCE : MERELBEKE STATION

ECONOMISEUR D'AIR

DE REMBLAYAGE



BRIEDEN

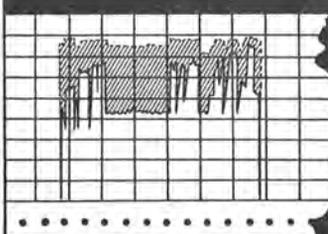


DIAGRAMME DE
CONSUMMATION
D'AIR DE REMBLAYAGE

----- SANS ECONOMISEUR

———— AVEC ECONOMISEUR

MATÉRIEL POUR MINES

BRUXELLES, 85, Av. P. CURIE - Tél. 48.87.94

Ch.Lambrecht

S. A.

LES VOIES DE LA MÉCANISATION :

Eickhoff

Nouveaux outils de havage :
Double havage normale et à tourelle,
bras courbe, champignon, robot-haveur

Eickhoff

Convoyeurs à bande modernes
dans les veines minces :
Convoyeur à brin inférieur

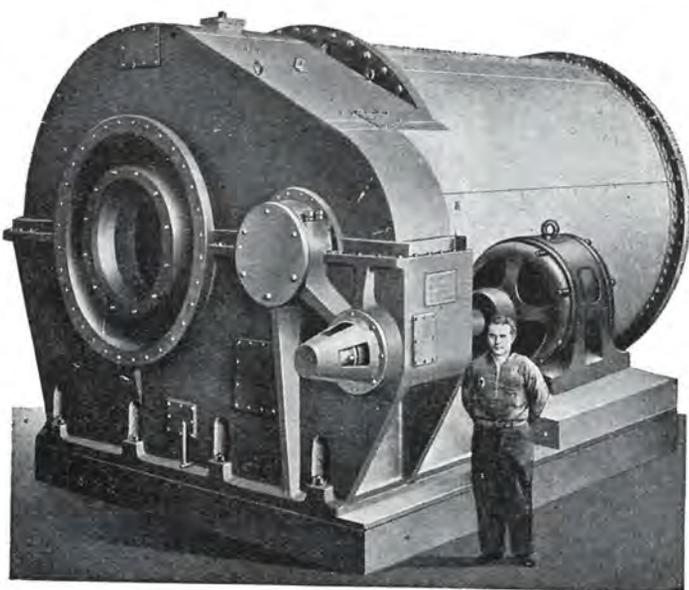
Eickhoff

Chargement
et transport mécanique :
BEC DE CANARD

GEBR. **Eickhoff** MASCHINENFABRIK UND EISENGIESSEREI M. B. H. BOCHUM

AGENTS GÉNÉRAUX :

SOCIÉTÉ ÉLECTRO-INDUSTRIELLE, 28, Rue St-Pierre, LIÈGE
SOCIÉTÉ ÉLECTRO-INDUSTRIELLE, 12, Rue Dicks, LUXEMBOURG



Broyeurs à boulets « KENNEDY ».

Spécialités

« KENNEDY »

Concasseurs - Cribles vibrants
 Alimentateurs - Elévateurs
 — Convoyeurs à courroies —
 Transporteurs - Broyeurs
 Transports pneumatiques
 Traitement des minerais
 Manutention - Pulvérisation
 Containers
 Usines à chaux et ciment

95^A RUE JOSEPH II **SAPTEC** AGENT EXCLUSIF POUR LA BELGIQUE, LE
 BRUXELLES-TÉL: 12.74.45 CONGO BELGE ET LE G^D DUCHÉ DE LUXEMBOURG

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



TRANSPORTEUR
 -DISTRIBUTEUR
BEIEN

intermédiaire éprouvé entre la taille et la voie

S. A. Ch. LAMBRECHT. MATERIEL POUR MINES
 BRUXELLES 85, AV. P. CURIE, TEL. 48.87.94

"TUBIX"

DÉPOUSSIÉREUR

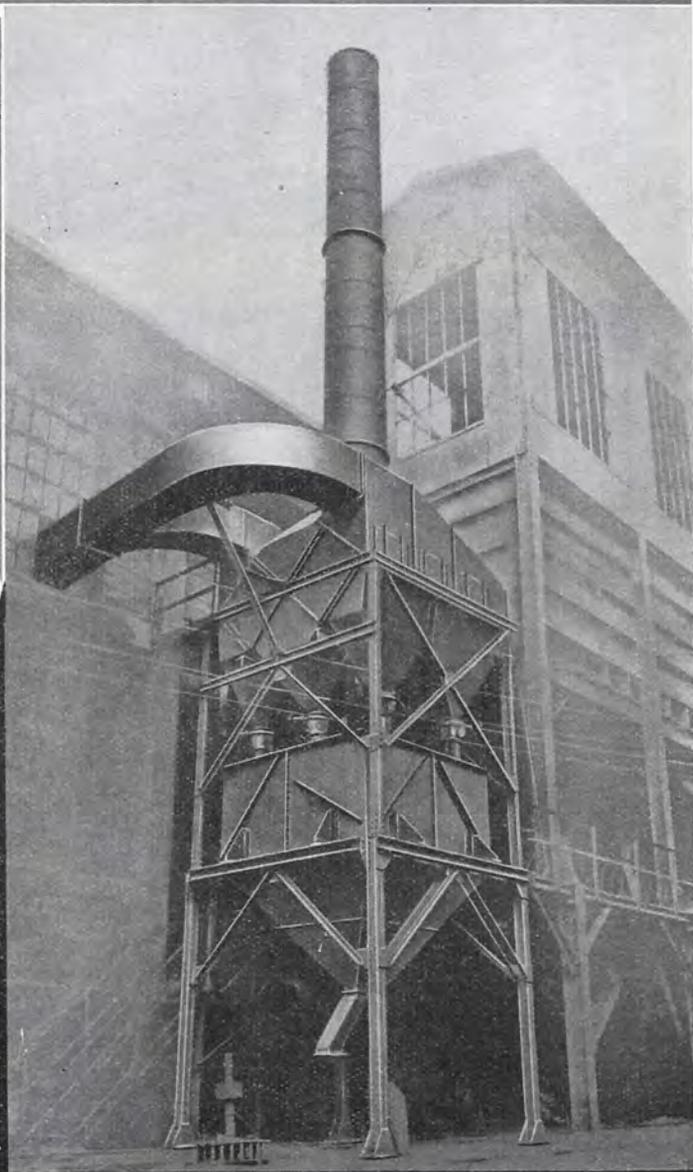
à tubes
cyclones

donne

rendement

débit constant

CRÉATION HALLET



NOMBREUSES RÉFÉRENCES dans les HOUILLÈRES et les MINES

DÉPOUSSIÉREUR
"TUBIX"
FOYERS SOUFLÉS
"HELICO"
ÉPURATION
DES EAUX

SOCIÉTÉ BELGE

PRAT-DANIEL

BRUXELLES

RÉCHAUFFAIR
"THERMIX"
CHEMINÉES
A TIRAGE
MÉCANIQUE
VENTILATEURS

343, AVENUE LOUISE

ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

REDACTION

— LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban —

REDACTIE

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

MARS 1952

MAART 1952

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 Acieries 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.
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 Samber, 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 Acieries 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.
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 LESPAL, 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.
P. GERARD, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Hasselt.
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 Steenkolenlijverheid, 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 LESPAL, 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 1952.
Tome LI. — 2^e livraison.

Ministerie van Economische Zaken
en Middenstand

ANNALEN
DER MIJNEN

VAN BELGIE

JAAR 1952.
Boekdeel LI. — 2^e 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 144

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

INICHAR. — La gazéification souterraine dans les divers pays (suite) .
.....V. Essais belges de Bois-la-Dame (Liège). - (Essai II) 149

INSTITUT NATIONAL DES MINES

Annexe au rapport sur les travaux de 1950.

M. VANPEE et G. FALLY. — Le domaine d'inflammation du méthane aux basses pressions 173

NOTES DIVERSES

P. FERRERO et E. GRAND'RY. — Etude pétrographique d'une veine de charbon 196

L. JONES. — Le deuxième nivellement général 215

Matériel minier : La dynamique du marteau-piqueur (Engel et Gloeckner). —
Détection du grisou dans les mines (Iron and Coal Trades Review). — Transmis-
sion hydraulique pour locomotives de mines (Colliery Engineering). — Le net-
toyage mécanique des culots de berlines. — Mécanisation du chargement des
terres dans une avaleresse (Vandevelde). — Nouveau procédé pour la détermi-
nation de l'obliquité des puits (Jungwirth et Lindner). — Le Périgraphe (Revue
de l'Industrie Minérale) 221

H. FRESON. — La réglementation minière aux Pays-Bas (suite) 236

CHARBONNAGES DE FRANCE. — Rapport de gestion pour l'exercice 1950. — Résumé par
J. de CAUX 250

STATISTIQUE

A. VAES. — Gouvernement Général du Congo Belge. — Service des Mines. — Rapport annuel.
— L'industrie minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1950 254

COMMUNICATIONS

274

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

BASSINS MINIERES	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et distribution au personnel (tonnes)	Stock (tonnes)	Journées d'extraction	PERSONNEL						Présences %	Mouvement de la main-d'œuvre (2)		Grisou capté (3)					
					Nombre moyen d'ouvriers			Indices (1)				Rendement Kg			Fond	Belge	Total		
					a veine	Taille	Fond et surface	Veine	Taille	Fond et surface		Fond	et surface		Fond	et surface			
Borinage	891.920	43.185	25.978	22,9	3.175	7.624	17.568	24.289	0,19	0,45	1,06	940	671	78,9	81,8	1	+105	+104	827.477
Centre	293.462	34.724	40.492	22,7	2.117	5.477	12.645	17.546	0,16	0,42	1,00	1000	709	79,9	82,3	13	+75	+62	1.105.468
Charleroi	594.077	57.630	61.134	22,9	5.096	10.734	24.997	35.436	0,20	0,41	0,99	1010	694	81,9	84,2	80	+78	+158	1.194.225
Liège	419.238	35.228	32.211	24,0	3.179	8.431	19.851	27.053	0,18	0,49	1,17	860	621	81,7	84,1	10	-128	-138	—
Campine	761.206	65.457	64.972	23,3	5.344	10.886	25.186	34.435	0,16	0,35	0,79	1270	909	80,1	83,2	140	+166	+306	—
Royaume	2.459.903	236.224	224.787	23,2	18.899	43.157	100.268	138.763	0,18	0,41	0,97	1030	730	80,6	83,2	222	+145	+358	3.127.170
1951 Novembre	2.636.940	229.975	235.841	24,8	18.797	42.789	100.389	138.891	0,18	0,40	0,96	1042	744	83,67	86	+373	+1594	+1967	2.601.938
Octobre	2.727.748	237.780	222.317	26,7	17.974	40.989	96.035	134.102	0,18	0,40	0,96	1042	741	81,4	84,1	-120	+1959	+1839	—
Septembre	2.410.423	207.279	211.783	24,2	17.577	40.172	89.967	131.853	0,18	0,40	0,96	1042	730	79,0	82,0	-342	+2030	+1738	—
1950 Décembre	2.312.890	253.130	1.037.694	23,3	18.238	—	91.731	132.262	0,18	—	0,94	1060	726	82,0	84,2	+314	-722	-408	—
1950 Moy. mensuelle	2.275.365	226.592	1.037.994(4)	23,8	17.972	—	92.154	133.320	0,19	—	0,99	1013	693	78	81	-418	-514	-932	—
1949 »	2.321.167	232.463	1.804.770(4)	24,0	19.890	—	103.290	146.622	0,20	—	1,08	926	645	—	81,63	—	—	—	—
1948 »	2.224.261	229.367	840.340(4)	24,4	19.519	—	102.081	145.366	0,21	—	1,14	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 »	2.455.404	205.141	2.227.260(4)	24,2	18.739	—	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1085	753	—	—	—	—	—	—
1913 »	1.903.466	187.143	955.890(4)	24,1	24.844	—	105.921	146.084	0,31	—	1,37	731	538	—	—	—	—	—	—
Sem. du 11 au 17-2-52	638.239	—	229.861	6	21.012	—	100.285	137.567	0,20	—	0,95	1047	758	81,6	84	—	—	—	—

(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) En m³ de gaz à 8.500 cal., 0°C et 760 mm de mercure. (4) Stock fin décembre.

BELGIQUE

FOURNITURE DE CHARBON AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)

BASSINS MINIERES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries, Usines à gaz Agglomérés	Centrales électriques	Siderurgie	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	
																	1951	1950
Borinage	69.556	265	102.832	63.793	5.400	1.062	—	7.492	20.716	5.447	2.571	31.463	10.326	305	16.657	16.508	354.393	
Centre	54.713	1.083	68.642	37.045	11.381	2.978	—	11.892	18.340	6.599	3.323	17.578	4.325	1.638	8.427	13.518	261.482	
Charleroi	163.486	9.994	106.908	105.720	5.532	4.700	3.655	15.912	2.182	4.947	7.815	19.693	18.745	16.930	22.136	28.453	536.838	
Liège	141.984	2.990	54.942	91.033	9.833	1.807	20.272	3.016	3.061	3.349	3.512	3.224	11.283	1.604	10.316	23.898	386.124	
Campine	129.389	43	310.077	39.444	9.516	8.472	—	3.474	78.487	1.342	2.746	10.994	23.027	266	17.753	56.430	704.884	
Royaume	559.128	14.378	643.401	327.035	41.692	19.019	34.828	41.786	122.786	21.684	19.967	82.902	68.306	20.743	77.289	138.907	2.243.721	
1951 Novembre	591.074	13.782	692.573	348.787	45.291	17.355	35.442	50.173	129.117	24.530	25.227	75.285	76.879	20.718	83.121	166.938	2.401.292	
Octobre	636.500	12.929	717.552	360.922	43.354	20.036	37.702	48.439	128.930	24.200	34.874	80.250	77.497	20.976	81.825	165.087	2.491.073	
Septembre	547.328	9.778	674.347	270.981	40.298	17.964	43.463	47.910	119.872	20.219	43.051	79.861	79.799	17.457	75.468	132.644	2.220.440	

GENRE	Fours en activité		Charbon d'enfouissement (t)		Huiles combustibles		Production			Débit						Stock		Ouvriers occupés					
	Batteries	Fours	Belge	Etranger	Total	Gros coke plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Distribution gratuite au personnel	Secteur domestique	Admissions publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs		Exportations	Total			
																					COKE (t)		
Métallurgiques	20	820	292.149	82.005	374.154	—	220.498	73.852	294.350	3.410	2.337	3.944	384	269.362	846	—	61	10.183	3.244	290.661	24	177	151
Autres	20	623	264.312	59.509	323.821	809	168.197	78.586	246.783	14.227	1.236	11.409	3.172	114.992	12	248	1.181	50.581	48.174	231.005	43.093	2.608	
Le Royaume	40	1.443	556.461	141.514	697.975	809	388.695	152.438	541.133	17.637	3.573	15.353	3.856	384.354	858	248	1.242	60.764	51.418	521.666	67.270	4.759	
1951 Novembre	40	1.447	534.610	140.758	675.368	707	395.289	128.749	524.038	15.058	3.542	14.378	2.021	376.730	537	452	924	62.575	52.533	513.792	65.440	4.749	
Octobre	40	1.418	556.353	140.986	697.339	858	409.771	131.102	540.873	17.328	4.469	16.850	2.990	386.555	1.683	439	1.046	65.263	51.005	529.700	70.252	4.741	
Septembre	40	1.450	541.429	115.612	657.041	445	392.861	122.072	514.933	15.503	4.140	13.265	3.062	362.877	551	153	1.314	50.288	62.996	498.646	76.407	4.674	
1950 Décembre	—	—	579.290	27.410	606.700	—	—	—	459.313	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 moy. mens.	42	1.497	481.685	25.861	508.546	—	297.005	86.167	383.172	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1949 » »	44	1.532	487.757	66.436	554.193	992	315.740	103.825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1948 » »	47	1.510	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1938 » »	56	1.669	399.063	158.768	557.831	—	—	—	366.243	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

GENRE	PERIODE	GAZ (en 1.000 m3 (1))				SOUS-PRODUITS (t)				PERIODE	Production (t)			Matières premières (t)	Distribution gratuite au personnel +	Consommation propre +	Rapport Brai Production en %	Stock (fin du mois) +	Ouvriers occupés			
		Production	Consommation propre	Synthèse	Sidérurgie	Autres Industries	Débit	Brai	Goudron brut		Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères							Boulets	Briques	Totale
Métallurgiques	124.370	76.805	19.703	44.901	3.237	27.132	1.719	9.310	3.487	—	—	99.623	58.012	157.635	118	1.743	8,66	157.846	4.900	764		
Autres	117.997	56.616	56.596	—	1.979	38.954	1.793	8.482	2.931	—	—	105.144	65.653	170.797	96	1.852	8,46	167.710	6.972	768		
Le Royaume	242.367	133.421	76.299	44.901	5.216	66.086	3.512	17.792	6.418	—	—	103.527	69.190	172.717	103	1.681	8,53	170.282	5.833	727		
1951 Novembre	232.104	128.260	73.635	45.359	4.614	61.153	1.949	17.341	6.197	2.446	2304	85.800	62.167	147.967	89	1.355	8,50	147.810	5.182	699		
Octobre	243.723	134.061	68.636	48.809	5.030	65.941	1.405	17.541	6.243	2.564	2504	88.898	46.078	84.976	450	2.488	7,77	124.400	4.900	674		
Septembre	222.571	128.374	67.548	42.795	4.654	62.129	1.719	17.343	5.982	2.557	1814	85.800	44.702	65.276	450	2.488	8,64	83.850	—	528		
1950 Décembre	226.614	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	38.898	77.605	7.300	377	—	60,240	5.558	63.697	—	462	
1950 moy. mens.	196.979	126.600	(3)	(3)	(3)	(3)	1.844	13.909	4.704	3.066	632	20.574	53.834	80.848	—	—	74,702	6.625	8.19	—	563	
1949 » »	185.659	140.644	(3)	(3)	(3)	(3)	1.614	15.129	5.208	3.225	1312	27.014	102.948	142.690	—	—	129,797	12.918	9,05	—	873	
1948 » »	90.208(2)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	16.053	5.624	4.978	—	39.742	217.387	—	—	—	197,174	—	—	—	1911	
1938 » »	75.334(2)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	14.172	5.186	4.635	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

(1) à 4.250 cal., 0°C. et 760 mm. Hg. (2) Non utilisé à la fabrication. (3) Non recensés.

(1) Non recensés

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommation (y compris les export.) m ³	Stock m ³	Quantités reçues +			Consommation totale (y compris les export.) +	Stock +	Exportations +
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1951 Décembre	77.755	58.112	135.867	91.013	643.662	8.523	15.583	24.106	13.390	20.114	91
Novembre	78.540	66.475	145.015	91.548	595.000	7.144	8.165	15.309	14.125	9.307	53
Octobre	94.214	39.650	133.864	101.868	538.736	7.148	5.838	12.986	14.907	8.070	86
Septembre	87.513	49.273	136.786	94.404	498.790	5.521	3.930	9.451	12.447	9.311	171
1950 Décembre	43.248	14.000	57.248	90.157	570.013	6.363	7.168	13.531	11.018	31.325	152
Moy. mens.	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	9.068	31.325(1)	1.794
1949 » »	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1)	2.962	853	3.815	5.609	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

(1) Stock en fin décembre.

PERIODE	Produits bruts (1 ^{re} et 2 ^e fusions)							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre +	Zinc +	Plomb +	Etain +	Aluminium +	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. +	Total +	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux +		Argent, or, platine, etc. kg
1951 Novembre	12.014	16.668	5.735	733	119	307	35.576	21.726	16.646	1.876	17.137
Octobre	12.600	16.468	6.218	879	114	359	36.638	24.007	18.214	2.163	17.014
Septembre	11.579	16.251	6.865	968	113	427	36.203	25.574	18.375	1.868	16.884
Août	11.665	16.537	7.018	881	109	464	36.674	26.871	15.137	1.850	16.658
1950 Novembre	12.366	15.873	5.268	732	166	593	34.998	20.005	16.110	1.954	15.655
Moy. mens.	11.437	14.777	5.175	864	141	391	32.785	19.512	12.060	1.788	15.053

N.-B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. Pour les demi-produits : valeurs absolues.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis (1)		Produits				
		Fonte	Acier	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands (2)	Profilés et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	
											Aciers marchands et rods ⁽²⁾
1951 Décembre (3)	49	420.628	423.299	5.648	40.821	19.002	119.198	19.136	5.467	34.760	
Novembre (4)	49	413.254	426.236	5.453	43.971	17.773	121.804	20.399	6.005	35.717	
Octobre	49	428.590	460.256	5.484	54.469	20.222	135.944	20.609	9.613	41.232	
Septembre	49	406.096	404.022	5.163	42.148	24.210	115.236	14.793	13.100	37.050	
1950 Décembre	45	373.344	377.353	5.056	53.627	9.367	111.381	21.683	5.488	36.488	
moy. mensuelle	39	307.749	311.392	4.233	41.091	13.530	97.104	14.387	9.035	33.716	
1949 moy. mensuelle	48	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277	
1948 » »	51	327.416	321.509	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979	
1938 » »	50	202.177	184.369	3.524	37.939		43.200	26.010	9.337	10.603	
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	11.852	

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

(3) Chiffres provisoires. (4) Chiffres rectifiés.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Période Répartition	Charbons +	Cokes +	Agglomérés +	Lignite +	Destination	Charbons +	Cokes +	Agglomérés +
Allemagne Occid.	30 387	—	—	6.934	Allemagne	15	—	—
Allemagne Orientale	—	—	—	2.419	Autriche	20	—	5.880
Etats-Unis d'Amérique	154.866	—	—	—	Congo Belge	—	20	—
France	101	—	46	—	Danemark	2.494	2.581	4.685
Grande-Bretagne	25.369	—	—	—	Espagne	5.889	2.800	—
Pays-Bas	—	—	—	570	Finlande	3.620	9.427	2.705
					France	47.751	11.034	15.076
					Gd-Duché de Lux.	8.962	14.138	620
					Italie	18 126	—	460
Total Décembre 1951	216.723	—	46	9.914	Norvège	5.574	90	—
1951 Novembre	286.659	—	22	10.699	Pays-Bas	50.448	—	18.666
Octobre	183.756	—	29	9.455	Suisse	6.275	5.593	980
Septembre (a)	172.777	—	19	9.441	Yougoslavie	—	5.000	—
1950 Décembre	48.184	1.399	—	6.911	Autres pays	—	735	—
Moy. mensuelle	54.002	2.883	—	5.526				
					Total Décembre 1951.	149.174	51.418	49.072
					1951 Novembre	167.311	52.533	49.558
					Octobre	165.206	51.005	40.594
					Septembre	135.692	61.496	37.434
Répartition :					1950 Décembre	255.425	31.090	6.094
1) Secteur domestique.	73.834	—	—	9.196	Moy. mensuelle	226.491	43.839	2.078
2) Secteur industriel.	136.889	—	46	718				

(a) Chiffres rectifiés.

ION (T)

is									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	
32.742	8.604	3.118	52.854	7.604	31.593	8.169	323.245	4.472	50.537
30.844	10.118	2.711	46.242	12.341	32.718	7.247	326.146	4.254	50.836
33.883	9.942	3.514	51.778	17.728	35.725	5.296	365.264	4.223	50.888
28.810	9.773	2.775	46.461	14.657	34.588	3.798	321.041	4.116	50.388
28.065	9.076	1.496	33.773	16.723	26.104	4.079	294.356	2.643	47.694
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						
			23.449	9.154	23.097	3.526	247.349	—	40.506
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	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

PRODUCTION	Unités	Novemb. 1951 (1)	Octobre 1951 (2)	Novemb. 1950	Moyenne mensuelle 1950	PRODUCTION	Unités	Novemb. 1951 (1)	Octobre 1951 (2)	Novemb. 1950	Moyenne mensuelle 1950
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moellons	t	897	1.467	761	1.272	GAGE : Gravier	t	87.374	116.639	79.837	79.738
Concassés	t	169.252	199.260	232.221	211.007	Sable	t	10.113	12.753	11.209	11.902
Pavés et mosaïques	t	7.013	7.346	6.903	7.371	CALCAIRES :	t	198.863	251.163	144.478	139.799
PETIT-GRANIT :						CHAUX :	t	146.229	159.476	85.451	105.219
Extrait	m ³	16.144	20.880	12.047	11.247	PHOSPHATES	t	16.441	16.047	5.625	4.237
Scié	m ³	6.268	7.403	6.232	5.821	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	1.631	1.871	1.756	1.470	(Craie, marne, tuffeau)	t	20.242	20.926	5.549	3.584
Sous-produits	m ³	15.281	20.789	12.902	10.882	CARBON. DE CHAUX					
MARBRES :						PRECIPITES	t	18.103	11.390	7.710	2.629
Blocs équarris	m ³	638	730	784	623	CHAUX HYDRAULI-					
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	47.144	51.517	47.174	42.065	QUE ARTIFICIELLE	t	1.235	1.492	671	1.416
Moellons et concassés	t	4.819	11.811	2.146	1.860	DOLOMIE : Crue	t	15.014	20.832	9.061	12.727
Bimbeloterie	Kg	37.907	37.723	38.310	37.699	Frittée	t	18.450	15.218	12.103	13.457
GRES :						PLATRE :	t	2.409	2.597	2.772	2.491
Moellons bruts	t	21.662	27.697	11.776	15.049	AGGLOM. PLATRE	m ²	84.711	89.563	82.021	77.382
Concassés	t	121.912	148.120	94.664	96.140						
Pavés et mosaïques	t	2.903	3.356	960.368 ⁽³⁾	883.641 ⁽³⁾	SILEX : Broyé	t	1.828	1.764	1.446	466
Divers tailles	t	3.729	4.678	2.685	2.645	Pavés	t	1.459	1.312	776	230
SABLE :						FELDSPATH	t	30	250	200	51
pour métallurgie	t	63.009	68.511	66.437	42.633	QUARTZ et QUARTZIT	t	34.013	31.114	7.312	2.243
pour verrerie	t	60.299	71.362	48.452	38.598	GALETS	t	75	91	—	—
pour construction	t	127.890	137.958	89.235	88.073	ARGILES :	t	60.487	50.838	40.313	12.025
Divers	t	40.641	48.060	30.990	32.226						
ARDOISE :											
pour toitures	t	974	958	1.133	1.079						
Schiste ardoisier	t	91	106	102	83	Ouvriers occupés					
Coticule (pierres à aiguiser)	Kg	5.955	6.580	3.100	3.041						
								Novemb. 1951 (1)	Octobre 1951 (1)	Novemb. 1950	Moy mens. 1950
								17.146	17.331	16.348	16.120

N. B. — (1) Chiffres provisoires. (2) Chiffres rectifiés. (3) En pièces.

HOUILLE

PAYS ETRANGERS

DERIVES

PAYS	Production		Nombre d'ouvriers inscrits		Rendement par journée d'ouvrier (kg)			Nombre de journées d'extraction	Absentéisme en %	COQUES t	AGGLOMERES t
	Nette t	Marchande t	Fond	Fond et Surface	A front	Fond (2)	Fond et Surface				
France (1)											
Nord-Pas de Calais	2.364.569	—	99.753	143.836	—	1.194	781	23,97	17,03	318.447	240.830
Lorraine	832.299	—	23.361	34.897	—	1.927	1.199	20,48	21,31	22.050	9.985
Blanzy	217.157	—	6.927	10.423	—	1.559	1.024	23,99	18,59	—	22.332
Loire	319.533	—	12.233	17.541	—	1.273	852	23,48	18,12	23.674	28.844
Auvergne	93.667	—	4.130	5.796	—	1.140	786	23,47	17,77	—	11.895
Cévennes	238.170	—	11.124	16.736	—	1.115	712	23,22	22,09	—	103.931
Aquitaine	175.673	—	6.444	9.808	—	1.222	856	24,00	16,64	29.148	6.540
Dauphiné	42.682	—	1.875	2.794	—	1.115	736	24,00	16,07	—	6.545
Provence (L.)	97.209	—	3.111	4.703	—	1.700	1.111	21,20	22,04	—	—
Hostens (L.)	80.716	—	—	150	—	—	22.095	29	—	—	—
Autres mines (H et L)	76.444	—	2.529	3.493	—	—	—	—	—	—	3.878
Total France (H. et L.)	4.538.119	—	171.487	250.177	—	1.311	873	23,35	18,16	771.082(7)	648.167(7)
Sarre	1.279.738	—	38.379	58.062	—	1.594	1.022	23,21	14,21	337.625(7)	—
Total France et Sarre	5.817.857	—	209.866	308.239	—	1.365	922	23,32	—	1.108.707	648.167
France (3)											
Nord-Pas de Calais	609.294	—	99.741	143.516	—	1.203	802	5,99	—	—	—
Lorraine	235.464	—	23.307	34.769	—	1.934	1.253	5,92	—	—	—
Blanzy	56.357	—	6.868	10.297	—	1.574	1.030	6,	—	—	—
Loire	79.756	—	12.149	17.403	—	1.249	847	6,	—	—	—
Autres mines	171.581	—	29.215	43.303	—	—	—	—	—	—	—
Total France	1.152.452	—	171.280	249.288	—	1.328	888	5,84	—	—	—
Sarre	322.619	—	38.356	57.938	—	1.604	1.033	6,	—	—	—
Total France et Sarre	1.475.071	—	209.636	307.226	—	1.381	916	5,87	—	—	—
Pays-Bas (4)	1.126.227	—	27.845	48.777	—	1.738	—	27	—	195.840	95.992
Grande-Bretagne											
Sem. du 20 au 26-1-52	—	4.553.800	—	704.300	3.180	—	1.210	—	11,76 ⁽⁵⁾	—	—
Sem. du 27-1 au 2-2-52	—	4.457.400	—	705.300	3.190	—	1.210	—	12,65 ⁽⁵⁾	—	—
Allemagne (6)											
Ruhr	2.296.815	—	—	—	3.360	1.500	1.140	—	—	—	—
Aix-la-Chapelle	134.344	—	—	—	2.900	1.230	960	—	—	—	—
Basse-Saxe	48.668	—	—	—	2.490	1.200	910	—	—	—	—
TOTAUX	2.479.827	—	—	—	3.310	1.470	1.130	—	—	—	—

(1) Mois de décembre 1951 (houille et lignite). — (2) Rendement calculé déduction faite des productions à ciel ouvert. — (3) Semaine du 3 au 9 février 1952. — (4) Mois d'octobre 1951. — (5) Sur l'ensemble des mineurs. — (6) Semaine du 14 au 20-1-1952. — (7) Y compris la production des usines non annexes des mines (France : 377.763 t de coke et 208.387 t d'agglomérés ; Sarre : 264.677 t de coke).

La gazéification souterraine dans les divers pays

RAPPORT D'INICHAR

(Suite)

SAMENVATTING

V. — Experimenten te Bois-la-Dame (Luik) (vervolg) (1)

In het zelfde paneel als voor de eerste proef wordt een nieuwe pijler voorbereid. Het algemeen schema blijft ongewijzigd. De ingeblazen lucht en het gas worden dit maal langs metalen leidingen gevoerd, en de kop- en voetgalerijen zijn met afdammingen gesperd. Het net van de meettoestellen en van de toegangsgalerijen is ook veel meer uitgebreid dan gedurende het eerst experiment. Een fuel brander aan de kop van de pijler dient om het vuur aan te steken (6-11-49).

Van het begin af aan had men te kampen met grote moeilijkheden : ondichtheid van het systeem, uitbreiding van het vuur in de kop- en voetgalerijen, instortingen, en beschadiging van de brander. Het is dan ook nodig geweest verschillende malen in het brandende paneel binnen te dringen en er zeer moeilijke herstellingswerken uit te voeren. Men heeft aldus interessante waarnemingen kunnen verrichten over de gedraging van het gesteente.

Door het blazen van lucht alleen is men er niet in gelukt brandbaar gas te bekomen. Met aan zuurstof aangerijkte lucht (50 % O_2) heeft men gas aan 900—1000 cal/m³ gedurende 8 uur voortgebracht.

Met een zuurstof-stoom mengsel werd 1400 cal/m³ bereikt. Door periodische stoominjecties met verwarmingstussenperiodes (lucht met 21 % of 50 % O_2) werd gas aan 1200 — 1400 cal/m³ ontwikkeld, doch met beperkt debiet (1/5 van het ingeblazen stoomvolume).

Deze uitslagen blijken echter moeilijk reproduceerbaar te zijn : de natuurlijke wijziging van de fysieke toestand van de pijler speelt een nadelige rol.

In het bijzonder vormt de as- en slakvulling, achter het vuurfront, een poreuze massa waarin een deel van de ingeblazen lucht verloren gaat zonder met de kolen in aanraking te komen, zodat in het gas steeds veel vrije zuurstof overblijft.

Tussen 6-11-49 en 6-9-50 werden ongeveer 900 ton kolen vergast. Het grootste gedeelte van de voortgebrachte warmte ging als voelbare warmte in het gesteente zelf of in het sproeiwater verloren.

V. — ESSAIS DE BOIS-LA-DAME (Liège) (suite) (1)

SOMMAIRE

B. — Chantier n° 2.

1. — Description du chantier.

- a) Travaux souterrains :
 - α Schéma général.
 - β Le panneau.
 - γ Circuit des gaz.
 - δ Galeries d'accès et d'observation.
 - ε Mesures au fond.

b) Surface :

- α Canalisations.
- β Mesures.

2. — Journal de l'essai.

- a) Première période active (6-11-49 - 6-12-49).
- b) Remise en état du chantier (6-12-49 - 11-5-50).
- c) Deuxième période active (11-5-50 - 19-5-50).
- d) Travaux de reconnaissance à 100 m (20-5-50 - 31-8-50).

(1) La première partie de ce chapitre (A - Chantier n° 1) a paru dans les A.M.B., livraison de novembre 1951. Le chapitre VI (Essais de Djerada, Maroc) a paru dans la livraison de janvier 1952.

- e) Troisième période active (1-9-50 - 6-9-50).
- f) Extinction et visites (7-9-50 - 31-12-50).

- δ alternances air suroxygéné-vapeur.
- ε oxygène-vapeur.
- d) Evolution du gaz le long du circuit.
- e) Comportement des terrains.

3. — Résultats.

- a) Circulation du courant gazeux dans la taille.
- b) Localisation du feu.
- c) Composition du gaz :
 - α marche à l'air.
 - β air suroxygéné.
 - γ alternances air-vapeur.

4. — Conclusions.

- a) Allure générale de l'essai.
- b) Développement du feu et comportement des terrains.
- c) Nature et qualité du gaz.
- d) Bilan thermique.

B. — CHANTIER N° 2.

1. — Description du chantier.

- a) Travaux souterrains. (Fig 5 et 8 hors texte)
- α) Schéma général.

Le nouveau chantier est tracé à l'intérieur du panneau ayant servi au premier essai ; le schéma général reste le même : taille de feu inclinée à 35° rabattant entre deux voies de niveau ; courant gazeux descendant la taille et refroidi dans la voie de base au moyen d'atomiseurs.

Pour tenir compte des enseignements fournis par le premier essai, on a toutefois apporté les modifications suivantes :

- 1) Un brûleur à mazout est installé en tête du chantier ; il doit permettre de rétablir le feu en tête de taille, dans le cas où il se serait déplacé vers l'aval.
- 2) L'air et le gaz sont véhiculés jusqu'au chantier non plus dans les galeries elles-mêmes, mais dans des conduites métalliques. Cette disposition doit, d'une part améliorer l'étanchéité, d'autre part réduire le décalage précédemment observé entre les phénomènes survenus dans le chantier et leur détection en surface.
- 3) L'équipement de surface est complété de manière à pouvoir utiliser comme comburant non seulement l'air, mais également l'oxygène et la vapeur.
- 4) Afin de mieux suivre le développement du feu dans le chantier, les appareils de mesures, et en particulier les pyromètres placés dans la couche, ont été multipliés.

On a conservé et développé le réseau des galeries d'accès.

β) Le panneau.

Le panneau du chantier 2 a la forme d'un parallélogramme. Il est délimité : d'une part, par la voie au niveau de 100 mètres (9) et une nouvelle voie (21) au niveau de 146 mètres (tracée 8 mètres plus haut que l'ancienne galerie des gaz (28) pour éviter la zone éboulée au-dessus de cette dernière), et, d'autre part, par deux montages inclinés à 35° ;

le premier, le montage ouest (14), marque la position de départ de la « taille de feu » rabattante, le second (16), à 50 mètres à l'est du précédent, est remblayé avec du sable ; il sert de coupe-feu et limite la progression de la taille vers l'est.

A la partie supérieure du panneau, sous la voie de 100 mètres, la couche est en étreinte et affectée d'un pli. Pour éviter cet accident, un passage horizontal (7) est creusé sous la zone dérangée. Il est relié à la voie de tête par une série de puisards verticaux qui ont servi de logement aux clapets télécommandés de l'essai I. Ils sont numérotés de 1 à 6, à partir de la tête de taille.

Le passage horizontal (7) est maçonné et voûté en briques (carneau de 0,80 m × 0,80 m) et débouche à la tête de la taille. Au pied du puits n° 5 est aménagée une chambre de combustion cylindrique (8), de 4 m de longueur et 1,50 m de diamètre, contenant le brûleur à mazout et son dispositif d'allumage (éclateurs à 10.000 V allumant un brûleur à gaz de ville servant de veilleuse) (Fig 4).

Jusqu'à la veille de l'allumage, un trou d'homme au pied du puits n° 1 permet l'accès du carneau voûté, de la chambre de combustion et de la tête de taille.

La sole de la voie de tête (9) est bétonnée. Son extrémité est remblayée, de même que les petits puits de communication (sauf les n° 1 et 5).

Le montage de feu (14), creusé et boisé sur 3 m de hauteur, est, comme au premier essai, remblayé partiellement (15) de façon à ne laisser ouvert qu'un passage de 0,50 m de hauteur.

Le soutènement de la galerie de base (21) consiste en bèles métalliques (rails) empotelées dans les épontes et supportant un revêtement en tôles perforées (Fig 5). La sole de la galerie est bétonnée, les parois (épontes de la couche en dressant) sont nues. Sous le coupe-feu (16), une voûte de maçonnerie (25) maintient le sable de remblayage qui a d'ailleurs été légèrement cimenté dans la partie inférieure du montage. Un barrage anti-explosion (24), constitué par un empilement de briques de laitier, est édifié sous la voûte.

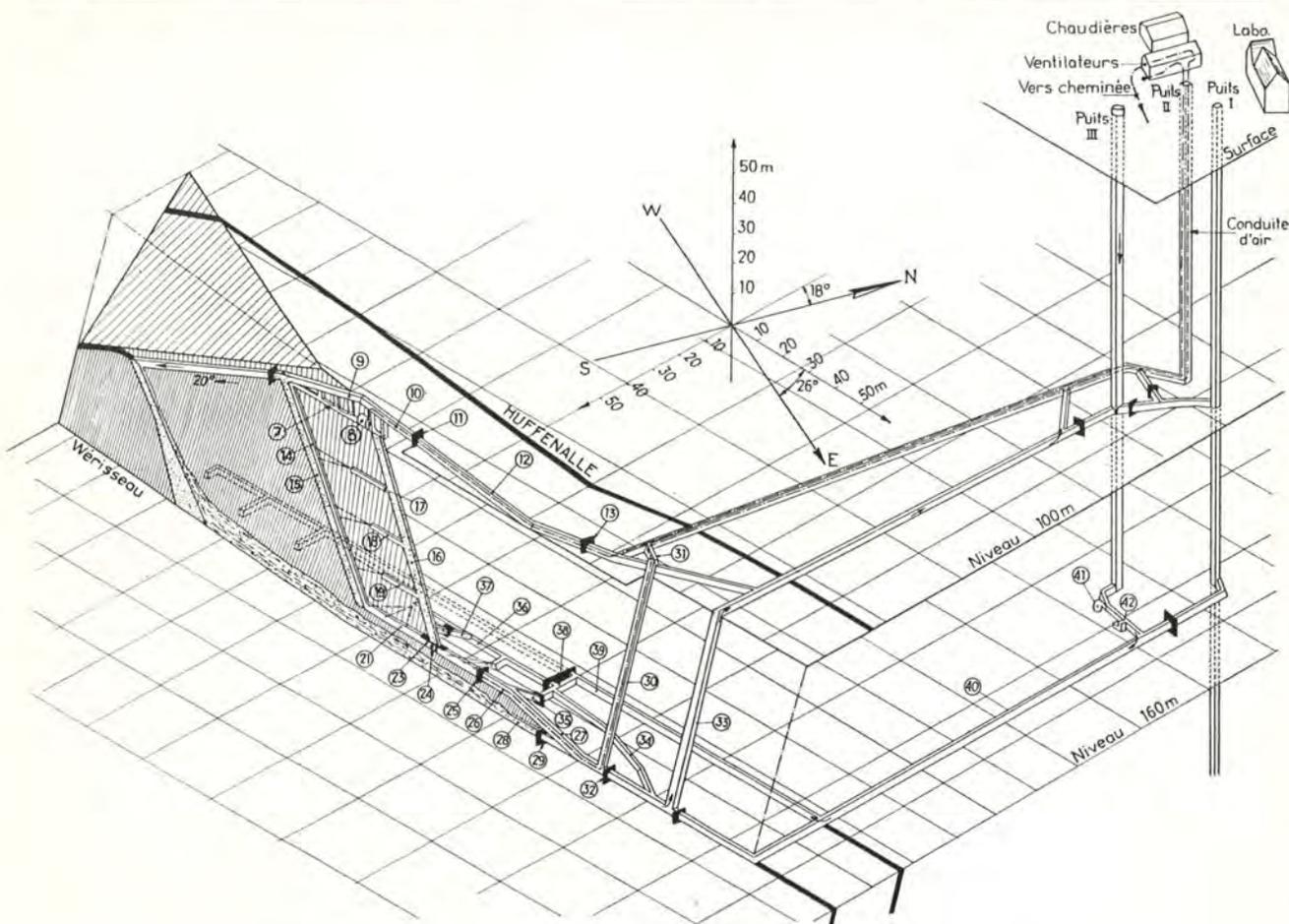


Fig. 5. — Vue perspective du chantier n° 2. — En pointillé : galerie d'observation de l'essai n° 1.
Sous le chantier : zone brûlée pendant l'essai n° 1.

- | | |
|---|---|
| 1 à 6 : Puisards de communication entre la galerie de tête 9 et le passage horizontal 7 (Fig. 8). | 25 : Serrement de sortie. |
| 7 : Passage horizontal (carneau maçonné et voûté). | 26 : Conduite des gaz (600 mm \varnothing). |
| 8 : Chambre de combustion (Fig. 4). | 27 : Plan incliné. |
| 9 : Voie de tête (extrémité). | 28 : Ancienne voie de base (niveau de 154 m). |
| 10 : Conduite de comburant (500 mm \varnothing) calorifugée. | 29 : Serrement. |
| 11 : Serrement d'entrée. | 30 : Nouveau montage de retour des gaz. |
| 12 : Voie de tête (sas formé entre les deux serments). | 31 : Crossing. |
| 13 : Nouveau serrement (décembre 1949). | 32 : Serrement. Purge de la conduite des gaz. |
| 14 : Montage de feu. | 33 : Ancien montage de retour des gaz. Retour d'air. |
| 15 : Remblai de pierres. | 34 : Communication d'aérage. |
| 16 : Montage coupe-feu. | 35 : Galerie montante. Purge de la galerie de base. |
| 17-18-19 : Recoupes aux niveaux de 115 m, 125 m et 135 m. | 36 : Chasse en rocher. |
| 20 : Nouvelle taille de feu, creusée sous le puisard n° 4. (Fig. 9) | 37 : Galerie montante. |
| 21 : Voie de base au niveau de 146 m (Fig. 5). | 38 : Ancienne recoupe n° 7. |
| 22 : Passage creusé vers le pied de taille (avril 1950) (Figure 9). | 39 : Voie dans Hufenalle, Central fond. |
| 23 : Voûte maintenant le sable du coupe-feu. | 40 : Travers-bancs à 160 m. |
| 24 : Barrage anti-explosion (empilement de briques de laitier). | 41 : Ventilateur d'aérage. |
| | 42 : Salle des pompes et tenue d'eau. |
| | Puits I : Circulation du personnel et du matériel. |
| | Puits II : Retour d'air et conduites d'air et de gaz. |
| | Puits III : Entrée d'air. |

La galerie de base est équipée de neuf rampes d'atomiseurs, disposées verticalement, et alimentées indépendamment par des trous de sonde. Ces atomiseurs (5 par rampe), plus robustes que ceux

du premier essai, consistent en un ajutage projetant l'eau contre un bouton hémisphérique qui la disperse en pluie fine. Chaque rampe débite normalement 8 m³/h sous 10 kg/cm².



Fig. 4. — Chambre de combustion.



Fig. 5. — Galerie de base du chantier.

γ Circuit des gaz.

A la différence du chantier précédent, celui-ci est équipé de conduites métalliques soudées, l'une pour le transport de l'air de soufflage (10) (conduite de 500 mm ϕ calorifugée à la laine de verre) et l'autre pour le transport du gaz produit (26) (conduite nue de 600 mm ϕ). Le nouveau chantier est donc fermé par deux serrements établis à 25 m environ en arrière du coupe-feu aux niveaux de 100 m (11) et de 146 m (25) respectivement. Le circuit de gazéification est ainsi rendu complètement indépendant du circuit d'aéragé et des galeries de circulation du personnel.

Les conduites d'air et de gaz sont disposées dans le puits II et dans le travers-bancs occidental de 100 m.

Après avoir traversé le serrement de la voie de 100 m (11), la conduite d'air descend dans le puits n° 5 et aboutit à la « chambre de combustion » (8) et au brûleur à mazout.

Le comburant traverse le carneau maçonné (7), réagit dans la taille, et le gaz formé passe sous les atomiseurs et à travers le barrage anti-explosion (24), puis est collecté au serrement de 146 m (25) dans la conduite de 600 mm (26).

Cette conduite descend par un plan incliné (27) à la cote 154 m, correspondant à l'ancienne galerie de base (28), remonte par un nouveau montage (50), creusé suivant la plus grande pente de la couche, jusqu'au niveau de 100 m, passe en crossing (51) au-dessus de la voie de tête du chantier (prolongée) et regagne le puits II par le travers-bancs occidental où passe déjà la conduite d'air.

Des purges munies de gardes hydrauliques sont installées aux points bas des deux conduites, ainsi qu'au serrement de sortie du chantier.

δ Galeries d'accès et d'observation.

L'extrémité de l'ancienne galerie d'observation, creusée dans la couche Huffenalle à la cote 154 m, est éboulée. On la ferme par un serrement au droit de la recoupe n° 7 (Fig 2) et on la remplace par une galerie parallèle (56) creusée en rocher à 17 m de la couche Wérisseau et à 8 m en contrebas de la galerie de base du nouveau chantier.

Cette « chasse en rocher » est reliée à la voie de base par des trous de sonde, servant à l'alimentation des atomiseurs et au passage des fils des pyromètres placés dans la voie de base (21) et dans le remblai du montage de feu (15).

De plus, une galerie montante (57), fermée par un serrement, réunit la chasse en rocher au montage coupe-feu. Une autre (55) prolonge la recoupe n° 7 et donne accès à la face arrière du serrement de sortie des gaz. Une communication d'aéragé (54) relie la recoupe n° 7 au pied de l'ancien montage de retour des gaz (53), servant actuellement de retour d'air de ventilation.

A 100 m, la voie de tête du chantier a été prolongée vers l'arrière (direction est) et reliée au travers-bancs oriental.

L'air de ventilation pénètre dans la mine par le puits n° III, prolongé jusqu'à 160 m et libre de tuyauteries, au pied duquel se trouve un ventilateur (41) mettant le réseau de galeries en surpression (150 mm d'eau environ) par rapport au chantier de gazéification, les ventilateurs de celui-ci étant supposés arrêtés.

L'air suit le travers-bancs à 160 m (40), la galerie dans Huffenalle (59), traverse la recoupe n° 7 (58) et aboutit, par la nouvelle communication (54), au pied de l'ancien montage de retour des gaz (53). Parvenu à 100 m, il regagne le puits n° II par le travers-bancs oriental. Un circuit secondaire se branche à la recoupe n° 7 sur le circuit principal : il suit la conduite des gaz et rejoint également le puits II.

La chasse en rocher (56), qui est en cul-de-sac, est condamnée par un serrement. La communication d'aéragé est interdite au personnel, ainsi que toutes les galeries où passe la conduite de gaz.

On écarte ainsi tout danger d'intoxication.

Le puits I est complètement isolé du réseau des galeries par des portes et des sas. Il reste donc accessible en toute éventualité. Il sert au transport du personnel et du matériel et assure le retour d'air des travaux du siège de Wandre, à un niveau inférieur.

ε Mesures au fond.

Pour obtenir des données plus précises que celles du premier essai, un réseau dense de pyromètres, de prises de gaz et de prises de pressions est établi dans le chantier.

A partir du montage coupe-feu (16), trois petites recoupes horizontales (17—18—19) ont été creusées à travers le panneau, aux niveaux de 115, 125 et 135 m. Elles s'avancent jusqu'à 7 ou 8 mètres du front de la taille et sont prolongées par des trous de sonde débouchant dans celle-ci (Fig 8).

Des couples thermo-électriques sont échelonnés dans ces trous, à intervalles d'un mètre environ, pour suivre l'avancement du feu. Des couples ont également été placés dans le mur géométrique (toit géologique).

A chaque niveau, deux trous sont réservés aux prises de gaz et de pression.

Ils sont munis d'un tuyau formé d'éléments en fer, de 0,50 m de longueur et 25 mm ϕ , raccordés par des manchons en caoutchouc. Ces manchons seront détruits l'un après l'autre lors de l'avancement du front de feu, de façon que le tuyau débouche toujours dans le voisinage immédiat de celui-ci.

Au niveau de 100 m également, des couples thermo-électriques sont disposés sous la sole du carneau (7) et une prise de pression débouche derrière la chambre de combustion.

Les câbles des pyromètres et les tuyaux des prises descendent dans la chasse au rocher par le montage coupe-feu (16), en traversant le serrement de la galerie montante (57).

Dans le remblai (15) de la taille de feu se trouvent également neuf thermocouples reliés à la chasse au rocher, comme ceux de la voie de base, par des câbles passant dans des trous de sonde.

Enfin, des prises de gaz peuvent être prélevées à différents endroits de la voie de base (21) par des tuyaux traversant le serrement de sortie.

* * *

Tous les câbles de pyromètres et tuyaux de prises convergent vers un « Central-Fond » (39) établi dans l'extrémité élargie de la galerie de Huffenalle.

Les prises de gaz aboutissent à trois monos « Triplex » donnant les teneurs en CO_2 , H_2 et $\text{CO} + \text{H}_2$ du gaz prélevé.

Les prises de pressions sont reliées à des pressiomètres à cadran ; leurs indications sont transmises électriquement à la surface.

Les câbles des 250 pyromètres sont groupés sur un tableau de répartition. On peut y lire les températures au moyen d'un potentiomètre portatif.

Les indications de 36 thermocouples quelconques peuvent être reportées simultanément à la surface et enregistrées d'une façon continue.

C'est du Central-Fond, occupé en permanence pendant l'essai, que l'on règle le fonctionnement des atomiseurs.

b) Surface (Fig. 6).

α Canalisations.

Les ventilateurs soufflants sont ceux du premier essai ($3 \times 950 \text{ mm H}_2\text{O} \times 12000 \text{ m}^3/\text{h}$). Ils sont montés en série. Le ventilateur aspirant est remplacé par trois nouveaux ventilateurs montés en série également ($5 \times 450 \text{ mm H}_2\text{O} \times 15000 \text{ m}^3/\text{h}$).

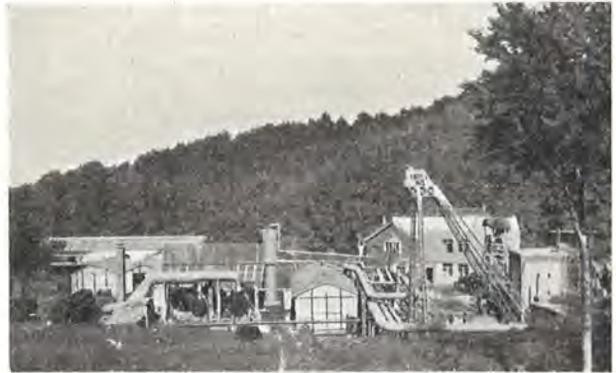


Fig. 6. — Installations de surface.

L'installation de chaudières du premier essai n'a pas été modifiée. Un détendeur règle à 4 kg/cm^2 la pression de la vapeur produite.

L'oxygène est amené au chantier à l'état liquide, dans des réservoirs de 1 à 2 m^3 . Il est entreposé dans un wagon-citerne de 30 m^3 .

L'installation de gazéification de l'oxygène liquide a été modifiée plusieurs fois. Dans la version finale, l'oxygène est gazéifié dans un faisceau de tubes verticaux chauffés à l'eau chaude, puis surchauffé dans un faisceau de tubes horizontaux, chauffés à la vapeur. L'installation est capable d'un débit horaire de 4500 m^3 d'oxygène gazeux à 80°C (Fig 7).



Fig. 7. — Evaporateur d'oxygène.

Les différents fluides sont introduits séparément, à la tête du puits II, dans la conduite de comburant, où ils se mélangent.

Les vannes permettant le réglage de différents débits sont groupées dans un « Central-Manœuvres » près du puits.

β Mesures.

De nombreux diaphragmes permettent la mesure d'une gamme étendue de débits aussi bien pour les gaz sortants que pour les différents fluides envoyés dans la mine.

Les mesures du débit de gaz ont été corrigées en tenant compte du poids spécifique du gaz et de sa température à la sortie de la mine, et en le supposant saturé en vapeur d'eau à cette température. Les chiffres ainsi obtenus ne sont cependant qu'approximatifs car la température au diaphragme même n'était pas connue exactement et le gaz entraînait souvent un brouillard de gouttelettes liquides qui ont pu influencer les mesures. Les débits mesurés ont toujours été réduits en Nm³ secs.

Les indications des débitmètres et pressiomètres placés au « Central-Manœuvres » sont reportées et enregistrées électriquement au tableau du dispatch, qui centralise en outre les indications des appareils placés au fond et qui porte les analyseurs automatiques Monos.

Ceux-ci ont subi des modifications. Les appareils dosant CO + H₂ et N₂ reçoivent un gaz débarrassé au préalable de CO₂ et O₂ par barbotage dans la potasse et l'hydrosulfite de soude.

Il faut donc corriger leurs indications en fonction des teneurs en CO₂ et O₂.

Le méthane est dosé par différence.

Enfin, le laboratoire effectue toutes les heures des analyses à l'appareil d'Orsat sur les échantillons prélevés à la sortie de la mine ou au fond.

2. — Journal de l'essai.

(Diagramme général)

a) Première période active (6-11-49 — 6-12-49).

Le chantier est mis à feu le 6 novembre 1949 après de nombreux essais préliminaires.

La manœuvre d'allumage comportait l'envoi, dans la taille, d'un débit de 10.000 m³/h d'air chauffé à 1000° par le brûleur à mazout de la tête du chantier. Une addition d'oxygène à l'air de soufflage devait rétablir une teneur de 21 % O₂ dans les gaz de combustion sortant du carneau.

Au préalable, la conduite de comburant (10) et la chambre de combustion (8) sont préchauffées pendant 30 heures jusque vers 100 — 200° par deux brûleurs à gaz de ville brûlant l'un à la surface, l'autre dans la chambre de combustion, dans un débit d'air de 2000 m³/h.

Le brûleur à mazout est allumé le 6 novembre, à 16 h 30. Il brûle de 200 à 500 litres/heure, dans un débit d'air porté progressivement de 2000 à

10000 m³/h. A 23 h 30, la température du carneau (7) atteint 1200° C et celle des différents points du montage de feu, plusieurs centaines de degrés.

A ce moment, un éboulement massif de la taille fait tomber brusquement le débit d'air de 9700 m³/h à 4000 m³/h environ, malgré la mise en marche de tous les ventilateurs, appliquant à la mine une différence totale de pression de 4400 mm H₂O.

Supposant qu'il s'agit d'un éboulement de charbon, situé probablement entre les niveaux de 100 m et de 115 m, on décide de remplacer le débit d'air de 3700 m³/h par un mélange d'oxygène et de vapeur capable d'épuiser quatre fois plus de charbon pour un même débit volumétrique.

L'injection d'oxygène commence à 25 h 30 (débit de 1500 m³/h environ, fort irrégulier), celle de vapeur à 0 h 50 (1000 m³/h) (après arrêt du brûleur à mazout). Les ventilateurs soufflants sont arrêtés à 1 h 40, le 7-11, pour laisser le mélange oxygène-vapeur agir seul. Ce régime est maintenu jusqu'à 9 h. du matin.

Alors que, pendant le préchauffage, le gaz sortant de la mine ne contenait que de l'air et du CO₂, à partir de minuit au contraire, les composants combustibles apparaissent dans les analyses en quantités croissantes, représentant jusqu'à 40 % du gaz total, dont 20 % de CO et 20 % de H₂, avec des pouvoirs calorifiques supérieurs de l'ordre de 1500 cal/m³. Au moment des diminutions passagères de débit, des quantités importantes de méthane se mêlent au gaz, améliorant sa qualité jusque vers 1600 cal/m³. Les analyses accusent cependant la présence de quantités importantes d'oxygène libre (6-10 %) et la teneur en azote ne descend pas en dessous de 20 % (voir diagramme développé IV).

La composition du gaz est du reste très variable, par suite des fortes fluctuations du débit et de la composition du mélange oxygène-vapeur.

A 9 h, le 7 novembre, la provision d'oxygène liquide est épuisée : on met le chantier « en veilleuse ».

Sous une différence de pression de 2.000 mm d'eau ne passent que 2.000 m³/h d'air. Le bouchon est donc toujours en place. Le gaz sortant contient de 6 à 9% de combustibles et le pouvoir calorifique atteint 200 à 350 cal/m³.

Un nouvel essai est tenté le 8 novembre à 16 h 45. Pendant 10 heures, on envoie dans le chantier de l'air suroxygéné à 50 % (400 m³/h O₂ + 3.000 m³/h air) et chauffé par le brûleur à gaz du fond.

Le débit et la composition du gaz sont beaucoup plus stables pendant cette période que pendant la première nuit de l'essai.

On obtient 3.000 m³/h de gaz de composition moyenne (analyses Orsat du 8-11-49 à 19 h 30 au 9-11-49 à 4 h 30) :

TABLEAU XX

CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
10,8	5,4	15,9	10,3	2,5	57,3	955	880

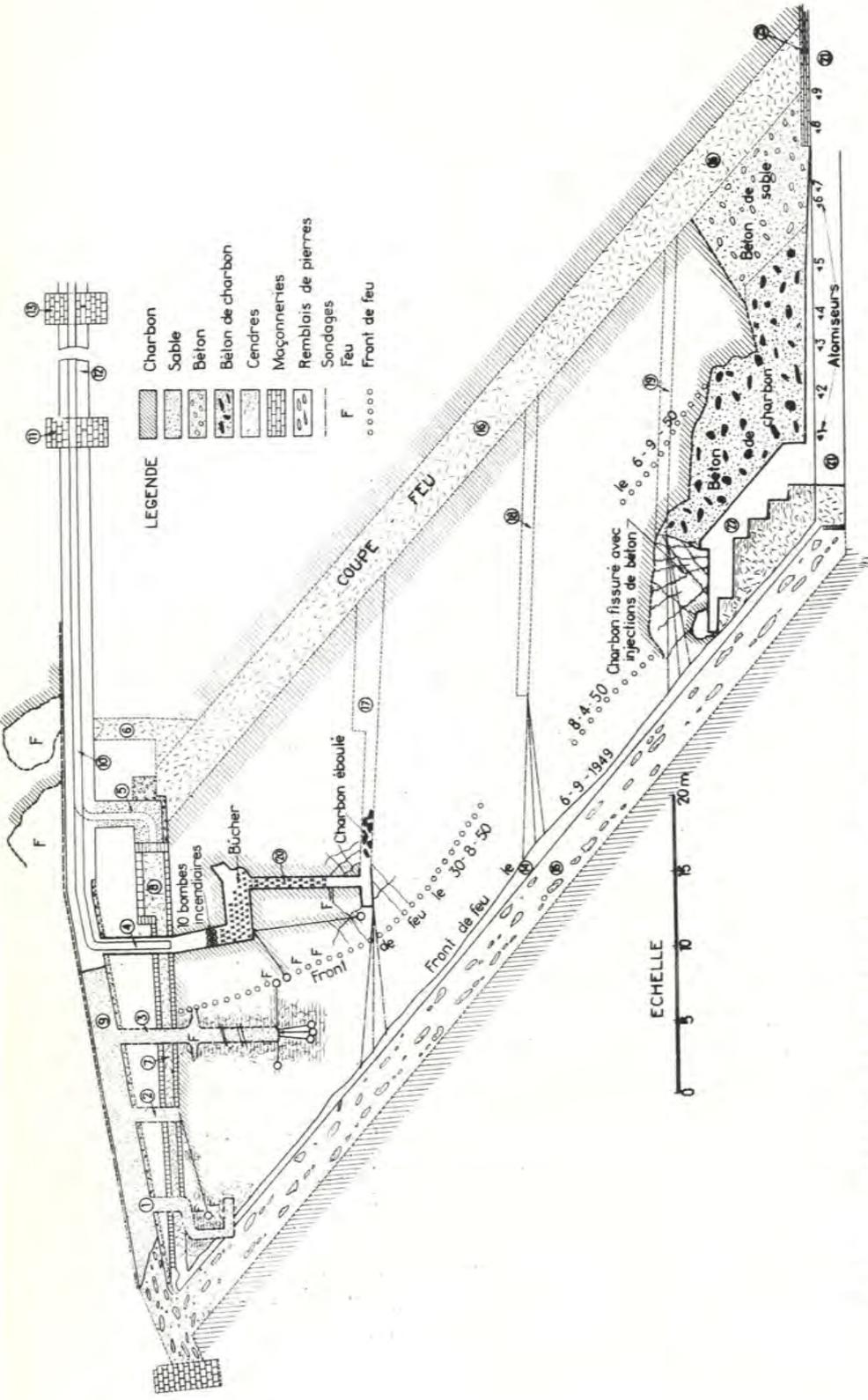
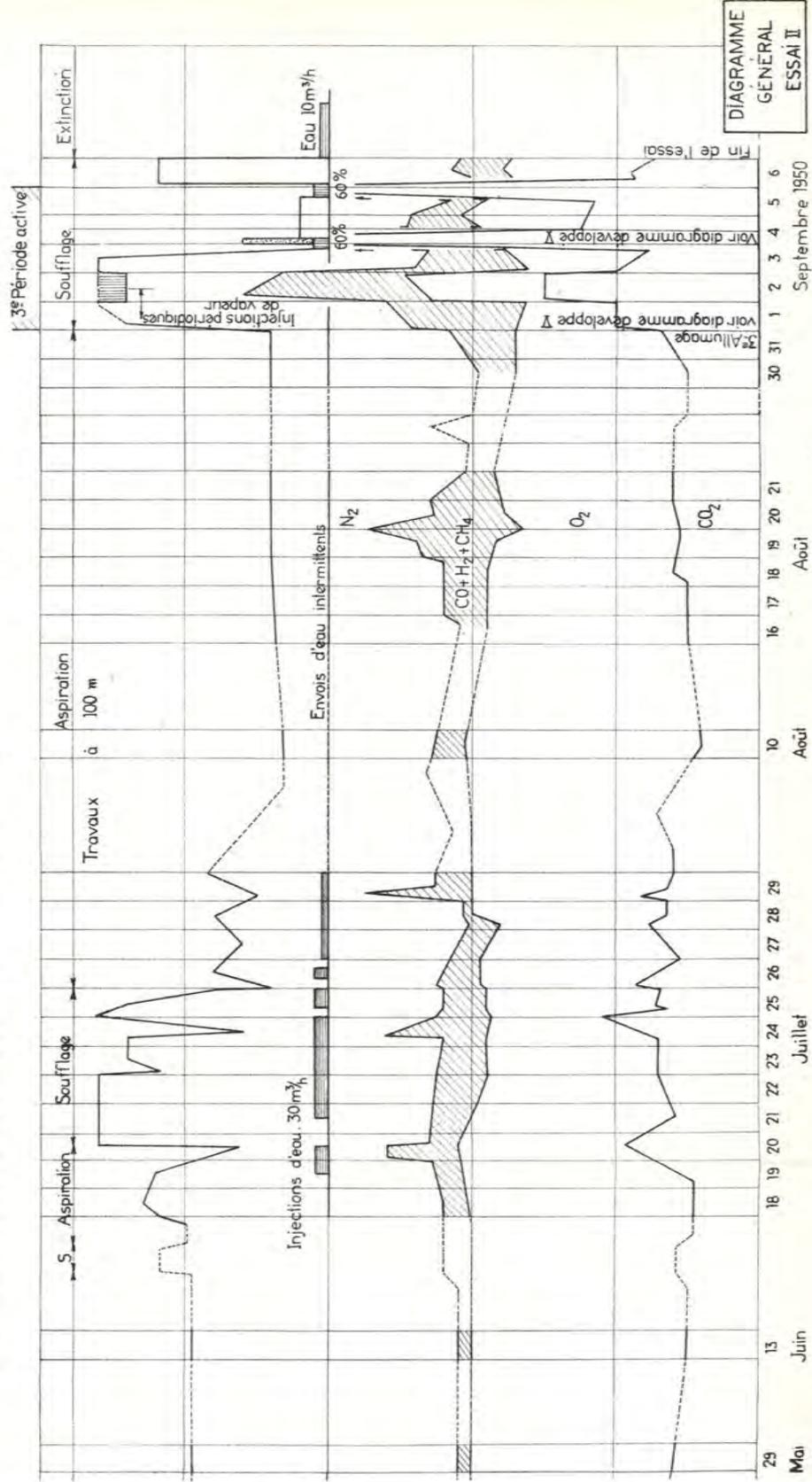


Fig. 9. Travaux exécutés dans le panneau pendant l'essai



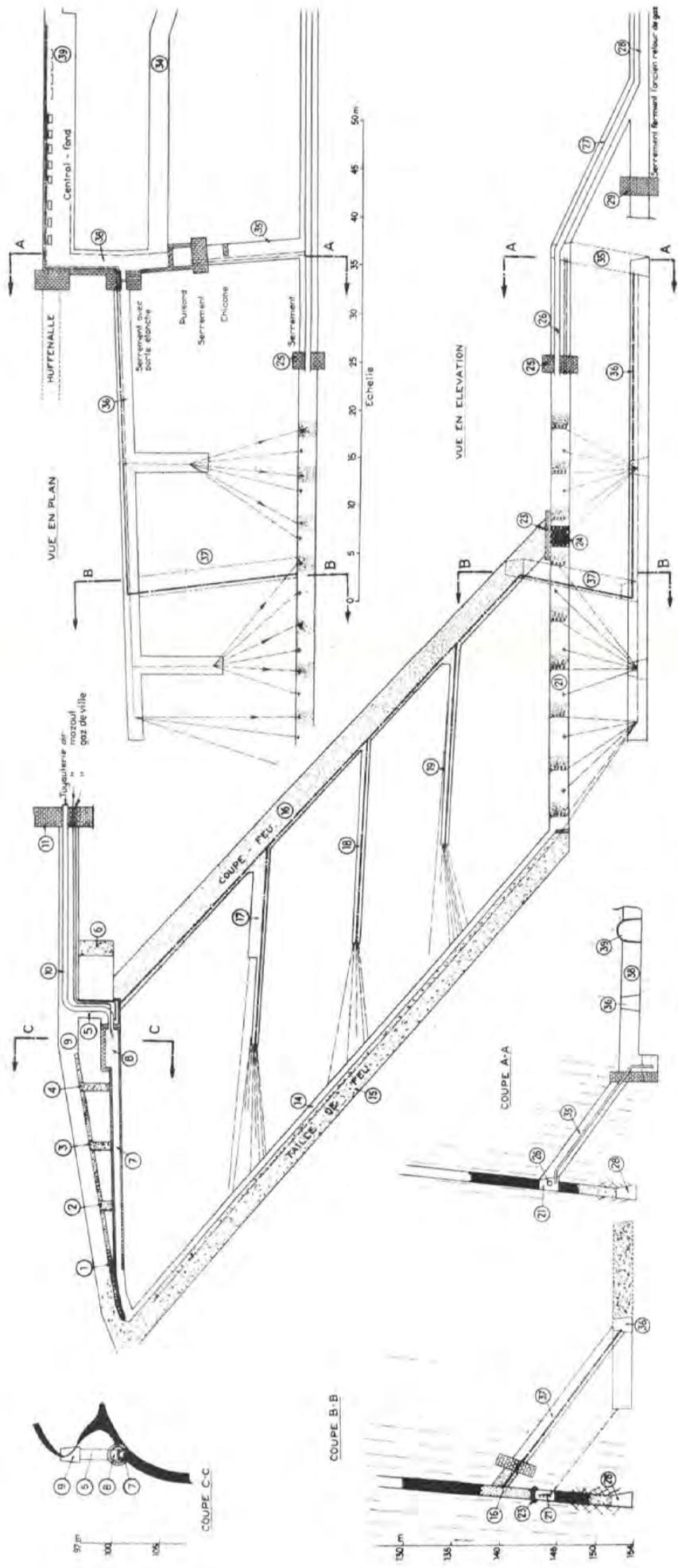
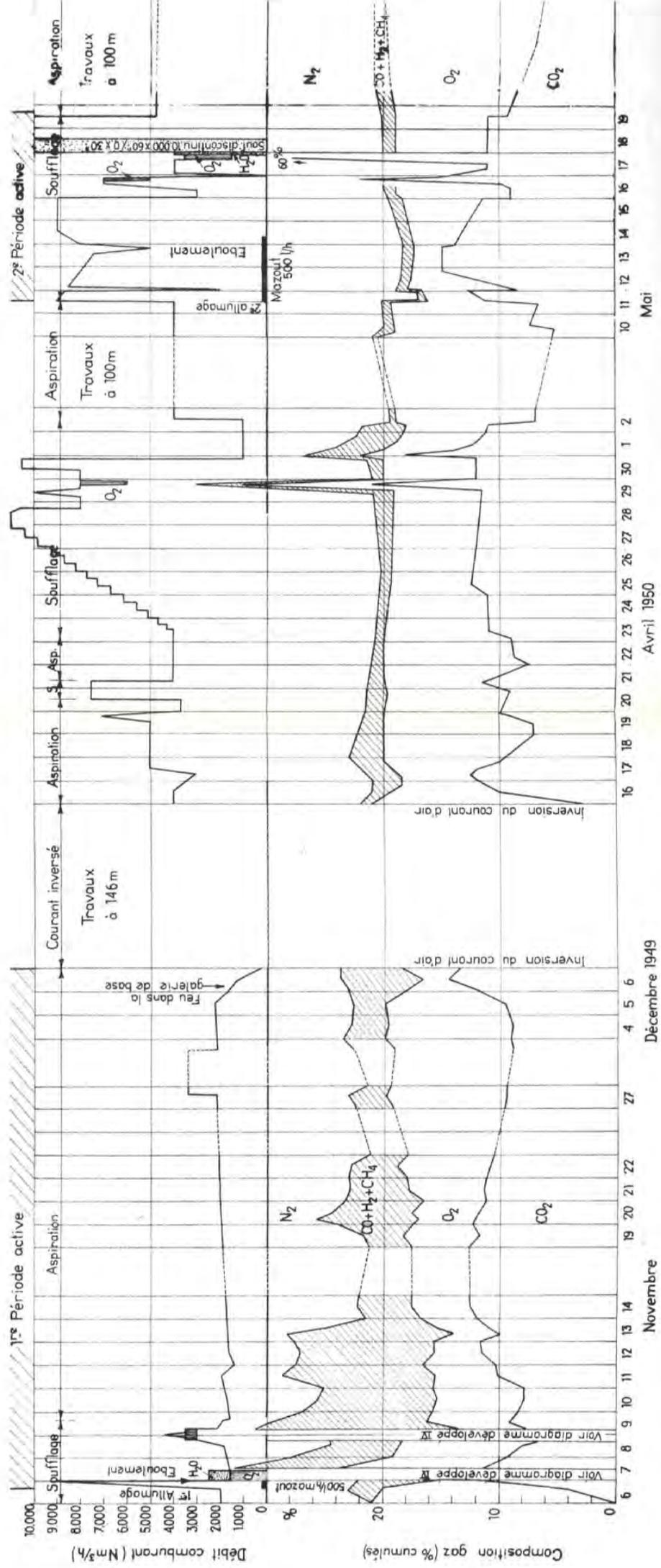


Fig. 2. Schéma du chantier - Réseau de mesures

Pour la signification des repères, voir légende fig. 3



Novembre

Décembre 1949

Avril 1950

Mai

La provision d'oxygène est épuisée le 9 novembre vers 4 h du matin. Le chantier est remis en veilleuse : un ventilateur soufflant (+ 525 mm H₂O) et trois ventilateurs aspirants (—1450 mm H₂O) font passer 2000 m³/h dans le chantier.

A 12 h, on visite le niveau de 100 m. La galerie de tête du chantier (entre le travers-bancs et le serrement) est pleine de vapeurs et de CO. L'arrêt du ventilateur soufflant dégage la galerie et fait disparaître l'oxyde de carbone. Le serrement de 100 m (11) n'est donc pas étanche.

Des essais répétés montrent que toute marche des ventilateurs soufflants s'accompagne d'un dégage-

ment de CO et que le maintien en pression de la tête de taille risque d'infester les galeries d'accès à 100 m. Aussi s'efforce-t-on de brûler petit à petit le bouchon par la seule action des ventilateurs aspirants (—1400 mm). Par suite de l'inétanchéité du chantier, le débit d'entrée ne représente dans ces conditions qu'une faible fraction du débit de sortie.

Du 9 au 13 novembre, le pouvoir calorifique du gaz recueilli oscille entre 350 et 550 cal/m³. La composition moyenne de cette période est donnée au tableau XXI :

TABLEAU XXI

CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
9,7	6,0	4,8	5,1	1,4	73,0	430	396

Le 15 novembre, la somme des composants combustibles tombe soudainement et définitivement en-dessous de 5 %. L'élaboration de gaz cesse pratiquement. On n'obtient plus qu'un mélange d'air et de gaz de combustion. La teneur en CO₂ baisse progressivement.

On travaille pendant cette période à rendre étanche le serrement de 100 m (11) par gunitage de sa face extérieure et des parois de la galerie. Le résultat espéré n'étant que très partiellement atteint, on entreprend la construction d'un second serrement (13) à l'entrée de la voie à 100 m : en mettant sous pression le sas (12) formé entre les deux serrements, on peut neutraliser les fuites, même si l'étanchéité des serrements n'est pas parfaite.

Le 6 décembre, le pouvoir calorifique du gaz, qui oscille depuis des semaines aux environs de 120 cal/m³, remonte brusquement à 350 cal/m³. La diminution rapide de la teneur du gaz en O₂ et la nette augmentation de CO₂, de CO et surtout de H₂, indiquent qu'un système de gazéification s'est développé en aval d'une des principales rentrées d'air.

Le feu s'est en effet installé dans la voie de base (21) comme le confirme la montée des pyromètres. L'eau des atomiseurs, projetée sur le charbon incandescent, provoque la formation d'une certaine quantité de gaz à l'eau.

On décide d'ouvrir le chantier pour remettre en état la galerie de 146 m.

b) Remise en état du chantier (6-12-49—11-5-50).

L'exécution des travaux de remise en état nécessite l'inversion du courant gazeux : on branche les ventilateurs aspirants sur la conduite d'air.

On constate que la galerie de 146 m est éboulée juste au delà de la voûte (25) supportant le sable du montage coupe-feu (16). Les travaux de relèvement de la galerie commencent aussitôt. Ils durent du 9 novembre 1949 au 14 avril 1950 et sont exécutés dans des conditions extrêmement difficiles.

Le charbon de la tranche comprise entre les niveaux de 135 m et 146 m a subi l'action d'un feu dormant.

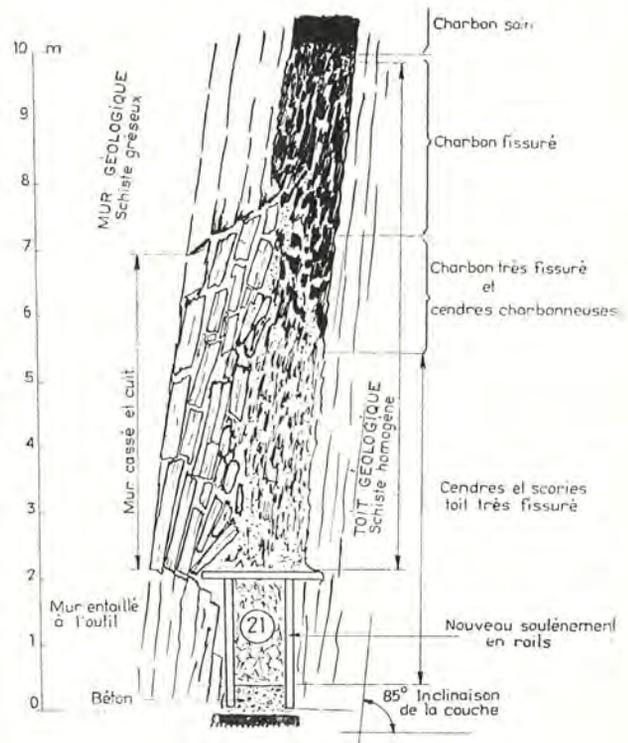


Fig. 10. — Coupe au niveau de 146 m. - Décembre 1949.

La partie inférieure de la tranche est remplie de cendres stériles et d'éboulis des épontes. On trouve ensuite de bas en haut : du charbon éboulé, du charbon en place, mais fissuré, avec des passées de cendres, du charbon inaltéré (Fig. 10). L'allure redressée de la couche et le glissement des éboulis causé par les travaux eux-mêmes ont provoqué le télescopage de ces différentes zones. On ne trouve guère de coke. Le feu chemine dans les fissures du massif en remontant le courant d'air.

Le charbon s'éboule sur une hauteur de plusieurs mètres lors de l'avancement des travaux. Il faut reprendre presque toute la tranche par une petite taille chassante avec gradins droits (22). Le charbon éboulé et les cendres servent à constituer un remblai dont les éléments solidarisés par injection de ciment forment un béton combustible. (Fig. 9 hors texte).

La plupart du temps, après quelques heures de travail, le charbon surplombant les travaux reprend feu : il faut l'arroser au moyen de lances ou évacuer le chantier et étouffer le feu par injection d'azote (1000 à 2000 m³ chaque nuit, du 18 décembre au 13 février). Le 13 février, le dégagement de chaleur et de CO devenant de plus en plus abondant, on décide de noyer le chantier jusqu'au niveau de 135 m.

L'eau envoyée par les atomiseurs après la fermeture du serrement (25) monte facilement en 12 heures jusqu'à 5 m au-dessus du niveau du sol de la galerie de 146 m : celle-ci est donc étanche. Il est par contre impossible de dépasser un niveau de 5 m 50 (cote 142,50 m) : il y a une fuite dans la partie inférieure de la taille, et, en effet, les eaux reviennent (50 m³/h) par la galerie de 154 m (28) (retour des gaz du chantier 1). Cette galerie sera obturée dans la suite par un bouchon de ciment pour neutraliser la fuite.

Après vidange et ventilation du chantier, on reprend le déblaiement. On lutte contre le feu au moyen de lances d'arrosage.

La dernière phase des travaux consiste à creuser, à la partie supérieure du chantier de déblaiement, un petit passage vers le pied de la taille. Le charbon surplombant, assez lissuré, est solidifié par injection de ciment. L'ouvrage atteint l'extrémité de la recoupe au niveau de 135 m (19) et les trous de sonde qui y sont établis ; ces trous de sonde ont probablement favorisé le cheminement du feu.

On peut, au fur et à mesure de l'avancement des travaux, constater l'amélioration progressive du passage de l'air à travers le chantier. On est même obligé de limiter le débit d'air aspiré pour éviter d'activer la combustion.

Les travaux de rétablissement étant achevés au niveau de 146 m, on place dans la galerie et dans le petit passage du pied de taille (22) des tuyaux de 3 m de longueur et 300 mm de ϕ , percés de nombreuses ouvertures et destinés à maintenir ouvert un passage pour les gaz, même en cas d'éboulement de la galerie.

Les atomiseurs sont remplacés. Leur fonctionnement a donné lieu à des ennuis nombreux entre le 6 novembre et le 6 décembre. Au moment de l'allumage du 6 novembre, des quantités importantes de goudron se sont dégagées et ont été entraînées par l'eau des pulvérisateurs. Cette eau circule, partiellement du moins, en circuit fermé : du goudron s'est accumulé dans les conduites d'alimentation avant qu'on ait pu intervenir, provoquant leur obstruction périodique. Les arrêts des atomiseurs dus

à cette cause ne sont sans doute pas étrangers à la propagation du feu dans la galerie de base.

Les nouveaux atomiseurs sont du même modèle que les anciens. Ils sont plus robustes et plus largement dimensionnés. Ils sont moins sujets au bouchage, l'espace libre entre l'ajutage et la tête hémisphérique ayant été augmenté. Ils ne sont plus montés par rampes : sur chaque tuyau d'alimentation, il n'y a plus qu'un pulvérisateur. Ces nouveaux atomiseurs ne causeront plus de difficultés dans la suite.

L'étanchéité du serrement (29) fermant la galerie au niveau de 154 m, est améliorée par des injections de béton, et le nouveau serrement de 100 m (13) est achevé.

Le 15 avril, la disposition des conduites est modifiée de façon à rétablir le circuit de gaz dans le sens normal (entrée d'air à 100 m).

Pendant une semaine, on marche en aspiration (gaz composé de CO₂ + O₂ + N₂) pour permettre l'achèvement de quelques travaux accessoires et la réalisation d'essais de ventilateurs et d'étanchéité. Ensuite, du 23 au 28 avril, le débit d'air est porté progressivement de 3500 à 11000 m³/h, puis maintenu entre 8000 et 11000 m³/h jusqu'au 1^{er} mai. Cette opération n'a d'autre effet que de faire passer la teneur en CO₂ du gaz de 11 à 13 % et l'O₂ de 9 à 7 %, sans faire apparaître plus de 2 % de combustibles.

Le 29 avril cependant, pour essayer l'installation d'oxygène, on envoie dans la mine, à plusieurs reprises, des débits allant jusqu'à 4000 m³/h d'oxygène dans 7500 m³/h d'air.

Ces essais durent chaque fois quelques dizaines de minutes ; le gaz produit contient jusqu'à 21 % de CO₂ avec 4 % de CO.

Les pyromètres (dont la plupart sont fort irréguliers) semblent indiquer que la zone la plus chaude se situe vers le niveau de 135 m. Pour obtenir une gazéification satisfaisante, il faudrait faire remonter le feu vers l'amont. Il est donc nécessaire de se rendre compte de l'état où se trouve l'installation d'allumage (8) de la tête du chantier.

La taille est mise en dépression (ventilateurs aspirants seuls en marche), on ouvre les serrements à 100 m et on pénètre (en rouvrant le trou d'homme du puisard n° 1) dans le carneau (7) et la chambre de combustion (8), qui sont pratiquement intacts. Un peu de mortier a fondu cependant à la partie supérieure de la chambre de combustion et a coulé sur les briques en formant une espèce de vernis.

L'installation d'allumage, endommagée par les fortes températures, est remplacée : le brûleur à mazout avait fondu.

A l'extrémité du carneau (7), la tête de taille est accessible : le charbon est brûlé sur 2 à 3 m, le toit est descendu sous forme de grandes dalles, laissant des vides entre les éboulis, ce qui permet au regard de plonger à une distance de 3 à 4 m. On ne voit guère de cendres. Sur le sol (toit géologique de la couche renversée) un peu de charbon a échappé à la combustion. La température est de l'ordre de 40 — 50° (Fig 11).



Fig. 11. — Tête de taille. - Mai 1950.

Le charbon, à la tête du panneau, paraît un peu écrasé, mais nullement cokéfié. Les roches montrent peu de traces de l'action du feu qui n'a sans doute guère séjourné longtemps à cet endroit.

Cependant une ouverture, creusée quelques jours plus tard dans la paroi du carneau à quelques mètres de l'extrémité, découvre du charbon incandescent à 0,70 m de profondeur.

Le feu semble avoir contourné le carneau : au-dessus de celui-ci, la queue formée par le plissement de la veine a brûlé, laissant une excavation longue de plusieurs mètres au-dessus de la voûte intacte.

C'est là sans doute l'origine du CO détecté dans la voie de 100 m le 9 novembre : à cause des fortes pressions utilisées pour forcer le passage de la taille, le comburant oxygéné a filtré à travers les maçonneries et les roches vers la galerie de 100 m (9), brûlant le charbon sur son passage. Les gaz formés ont contourné le serrement (11) par les fissures du terrain.

c) Deuxième période active (11-5-50 — 19-5-50).

Le chantier est refermé le 9 mai. Les essais de ventilateurs effectués le lendemain montrent que les débits entrée et sortie s'équilibrent approximativement pour un régime de pressions tel que le niveau de 135 m se trouve à peu près à la pression atmosphérique. Il est donc probable que la fuite principale se trouve à ce niveau.

Elle fait probablement communiquer la taille actuelle avec le chantier n° 1. Pour réduire l'importance des pertes se produisant par cette voie, on procède au bétonnage de la galerie de 154 m (28) (voie de base du chantier n° 1) au moyen d'un trou creusé à partir de la tête du plan incliné (27) et aboutissant derrière le serrement (29) qui ferme la galerie de 154 m.

Le chantier est rallumé le 11 mai, à 10 h 30, au moyen d'un débit d'air (non suroxygéné) de 9000 m³/h, chauffé par la combustion de 500 l/h de mazout. Ce débit d'air passe dans la taille avec une perte de charge de 2000 mm de H₂O. Les gaz sortants contiennent 15 % CO₂ et 3 % O₂. Les

pyromètres du niveau 115 m montent régulièrement jusque vers 750°. Ceux du carneau dépassent 1200°, puis cessent de fonctionner.

Ce régime est maintenu pendant deux jours. Le 13 mai, entre 16 h 30 et 20 h 30, le débit d'air tombe spontanément de 8000 à 4000 m³/h, malgré une pression entrée de plus de 3 m d'eau. Il remonte ensuite, vers 22 h 30, par paliers, jusqu'à sa valeur primitive de 8000 m³/h.

A 1 h, le 14, la conduite de mazout se rompt et débite à gueule bée jusqu'à 8 h du matin.

Ces incidents correspondent à l'éboulement de la chambre de combustion (8) et à la rupture de la canalisation d'air (10) (voir paragraphe suivant). A partir de ce moment, l'air ne pénètre plus dans la taille par la voie normale, mais passe directement de la voie de tête (9) dans le chantier par les fissures du terrain.

Pendant la journée du 14, le CO₂ diminue au profit de l'O₂ dans le gaz sortant : dans la soirée du 15, ces deux composants représentent chacun 10 % du gaz total.

Après une journée consacrée à des essais divers (ventilateurs, installation d'oxygène) et un préchauffage de la conduite d'air pendant quelques heures (4000 m³/h d'air à 200°), ont lieu successivement, le 17 mai, de 18 à 24 h, des essais de courte durée à l'air suroxygéné (2 heures), à la vapeur (1 heure), avec vapeur + oxygène (1/2 heure), à l'air suroxygéné (1 1/2 heure) et à la vapeur (1/2 heure).

Ces manœuvres ne provoquent pas la production de gaz combustibles, mais uniquement l'apparition de fortes quantités de CO₂ (jusqu'à 60 %).

On tente ensuite un essai de soufflage discontinu : de minuit jusqu'à 14 heures se succèdent des phases d'une heure avec débit maximum (10000 m³/h d'air froid) et une demi-heure d'arrêt.

La composition du gaz n'évolue guère : 79 % N₂, 12 % CO₂, 8 % O₂. Le début des phases de soufflage chasse du chantier de faibles quantités de CO₂ et de combustibles (au plus 3 %) accumulées pendant les arrêts.

Après des tentatives infructueuses pour localiser les rentrées d'air du circuit, on décide, le 19 mai, de rouvrir les sernements (11-13) pour reconnaître l'état de la galerie de 100 m et de l'installation d'allumage.

d) Travaux de reconnaissance à 100 m (19-5-50 — 31-8-50) (Fig 9 hors texte).

Dès que l'abaissement de la température le permet, on entame les travaux de remise en état : le chantier est soumis à l'action des ventilateurs aspirants. La galerie de 100 m est aérée par un courant d'air dérivé sur le circuit de ventilation générale, la conduite de comburant (10), déconnectée, servant de retour d'air.

Les principales observations recueillies au cours de ces travaux sont les suivantes :

- 1) Un feu s'est déclaré en couronne de la galerie, entre le serrement (11) et le puisard n° 5. La galerie est en partie obstruée par des éboulis

incandescents. Ce feu est défourné et son emplacement bétonné. Le toit de la galerie (9) est consolidé par des injections de ciment.

- 2) La partie de galerie située en aval du puits n° 5 est éboulée ; le puisard est lui-même complètement obstrué par les éboulis. La conduite d'air (10) est fondue et déchirée au droit du puisard, les tôles de revêtement et les cadres de soutènement de la galerie sont déformés par le feu. La galerie est relevée, puis reboisée ; le puisard n° 5 est déblayé.
- 3) La tuyauterie du brûleur et le brûleur sont très altérés par fusion, la chambre de combustion (8) est éboulée et remplie de scories et le carneau (7) est colmaté sur toute sa longueur par une espèce de lave vitreuse et noire renfermant des intercalations solides.

De ces observations, il résulte que l'explication la plus vraisemblable des phénomènes observés au cours de la période d'allumage (15—14 mai) est la suivante :

La température élevée régnant dans la chambre de combustion au moment de l'allumage a entraîné la fusion du béton injecté entre la roche et les parois de la chambre lors de sa construction ; la masse liquide a envahi la chambre et s'est écoulée dans le carneau, entraînant avec elle des morceaux de briques demeurés à l'état solide. Cette obstruction rend compte de l'élévation de pression et de la baisse de débit observées brusquement le 13, entre 16 et 20 h.

Le rétablissement du débit d'air est dû à la rupture de la canalisation d'air, soit sous l'effet de l'éboulement au droit du puisard (5), soit, plus vraisemblablement, sous l'action de l'échauffement provoqué par la combustion du mazout dans le puisard. La rupture de la canalisation de mazout observée ultérieurement est due sans doute à l'éboulement du puisard (5).

Le feu déclaré au toit de la galerie s'explique, ainsi qu'au premier allumage, par le dégagement des fumées très chaudes, oxydantes et sous pression, de la chambre de combustion. Il est même possible qu'il se soit amorcé avant l'éboulement, et ait été lui-même la cause de cet éboulement.

Quel que soit l'ordre chronologique exact des différents phénomènes observés : éboulement, feu, obstruction de la chambre de combustion, ils semblent bien tous résulter de la température trop élevée qui a régné dans la chambre de combustion. Ils ont été aggravés par la présence de charbon au voisinage de celle-ci.

Devant l'importance des dégâts subis par le brûleur et la chambre de combustion, on renonce à les remettre en état. On s'efforce d'abord de rétablir le passage du courant d'air. On débouche les puisards 1, 2, 3, 4. Sous les puisards 1, 3, 4 sont creusées des reconnaissances descendant dans la partie supérieure du panneau et prolongées elles-mêmes par des trous de sonde. (Fig 9).

Les reconnaissances n° 1 et 3 traversent une zone complètement brûlée (Fig. 12).

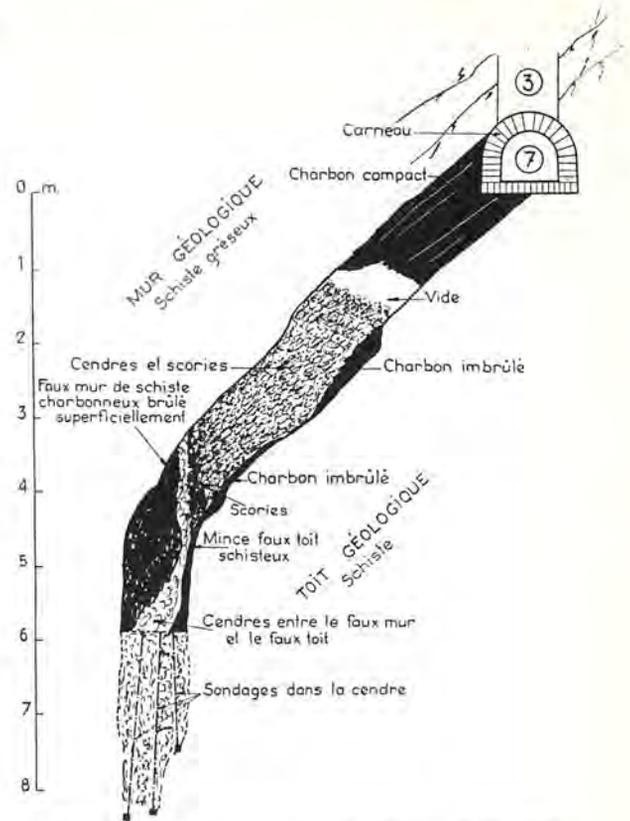


Fig. 12. — Coupe au niveau de 100 m. - Juillet 1950.

Sous le carneau, une tranche de charbon de 1,50 m environ est restée intacte. Plus bas ne subsiste qu'un amoncellement de cendres scorifiées mêlées de débris de schiste cuits, avec des lentilles de charbon non brûlé. De nombreuses crevasses, de quelques millimètres à 20 cm de largeur, traversent la masse. Le feu couve dans les îlots de charbon restés dans la scorie.

La reconnaissance creusée sous le puisard n° 4, prolongée jusqu'à l'extrémité de la recoupe de 115 m (17), reste entièrement en charbon (20), quoique la température élevée indique la proximité du feu qui apparaît souvent dans les trous de sonde et les crevasses.

La teneur en éléments combustibles du gaz aspiré par la base du chantier est négligeable. On attribue ce résultat au fait que le courant gazeux s'éparpille en grande partie dans le remblai de scories poreux, situé en arrière de la zone de feu, sans pénétrer dans le charbon lui-même. Des essais d'embouage de l'arrière-taille sont effectués en vue de remédier à cette situation. Ils sont décrits et discutés au chapitre 3. L'effet de l'embouage demeurant peu sensible, on décide d'utiliser la reconnaissance n° 4 comme nouvelle taille de feu (20). Celle-ci est creusée dans le charbon frais à 5 m en arrière de la position présumée de l'ancien front de feu, et se prolonge, par les fissures du charbon, vers la partie inférieure de l'ancienne taille (14). Cet ouvrage, achevé le 30 août, doit être évacué à la

TABLEAU XXII

Date	Heure	Comburant		Gaz								
		Nature	Débit	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI	Débit
1 ^{er} septembre	0 h — 8 h	Air (8 h)	6.500	8,8	7,2	5,7	5,8	1,0	73,5	383	555	5.000
	8 h — 22 h	Alternativement Air (2 h) Vapeur (1 h)	6.500	9,2	5,5	5,7	4,4	0,5	74,9	355	511	5.500
			5.500	12,2	7,1	9,5	25,2	2,0	46,0	1.185	1.054	1.000
2 septembre	22 h — 14 h	Alternativement 50% O ₂ (2 h) Vapeur (1 h)	6.400	15,0	8,8	7,2	5,4	0,4	65,2	420	590	5.500
	14 h — 23 h	50% O ₂ (9 h)	5.500	15,8	8,1	10,5	24,5	4,4	56,9	1.476	1.318	1.000
			6.400	13,5	9,9	4,0	4,2	0,2	68,2	274	255	5.000
3 septembre	23 h — 10 h	Air (11 h)	6.500	8,5	7,9	2,5	2,6	0,2	78,2	180	165	4.500
	10 h — 11 h 30	Vapeur (1 1/2 h)	6.000	14,5	6,8	7,9	16,7	4,5	49,6	1.176	1.053	2.000
			4.000	7,5	8,3	1,7	2,0	0	80,5	112	103	3.700
4 sept.	22 h — 24 h	O ₂ avec bourrage de vapeur	800	51,5	17,6	6,1	10,2	3,7	11,1	847	762	800
	1 h	O ₂ + vapeur	2.000 + 5.500	44,5	19,9	50,6	5,0	1.100	1.000	1.000	1.000	
			1.000	13,5	6,6	1,6	4,8	0,7	72,8	261	251	800

hâte à cause du feu qui se ranime dans les crevasses. La conduite d'air (10) est raccordée sur l'entrée du puisard n° 4, qui est tubé jusqu'au niveau du carneau (7). L'extrémité de la galerie (9) et les puisards 1, 2, 3 sont remblayés hydrauliquement au sable.

e) *Troisième période active (1^{er}—6-9-50).*

L'allumage est réalisé au moyen d'un bûcher entassé dans la taille de feu et amorcé par 10 bombes incendiaires allumées électriquement. Le bûcher est mis à feu le 1^{er} septembre, à 0 h 30. Le débit d'air initial de 1.000 m³/h est porté progressivement à 6500 m³/h vers 2 heures du matin (pression entrée : 3200 mm H₂O, sortie : 0).

Le chantier fonctionne pendant six jours. Cette période se divise en plusieurs séries d'essais (Tableau XXII) :

Le 1^{er} septembre : soufflage alternatif d'air (2 heures) et de vapeur (1 heure). On obtient des pouvoirs calorifiques de 350 et 1200 cal/m³ respectivement. La formation de gaz à l'eau n'est cependant sensible que si le débit de vapeur est suffisant (5000 Nm³ ou 4000 kg/h).

Le 2 septembre : soufflage alternatif d'air sur-oxygéné (50 % O₂) et de vapeur, donnant 420 et 1500 cal/m³.

Le 3 septembre : essais avec vapeur et air sur-oxygéné. Les résultats obtenus sont moins favorables que les précédents,

On modifie les tuyauteries de façon à créer dans le sas formé par l'extrémité de la galerie de 100 m (9) un bourrage de vapeur en surpression neutralisant les fuites éventuelles (17 h). On envoie ensuite successivement de l'air, de l'oxygène et de la vapeur dans le chantier. On obtient ainsi un gaz à 30 % de composants combustibles, mais les données manquent sur la fin de la période (analyseurs hors service).

Le 4 et le 5 septembre : le chantier reste en veilleuse. Une dernière injection d'oxygène pur le 5, de 17 à 24 h, ne donnera que des fumées à 60 % CO₂ et 35 % O₂.

Le 6 septembre : à 22 heures, les travaux d'extinction débutent par un envoi d'eau de 16 m³/h.

Le colmatage du remblai limite la quantité d'eau pénétrant dans la taille et ralentit le refroidissement du chantier.

f) *Visites du chantier après les essais.*

Le 18 octobre, on peut descendre dans le puisard n° 4. Sous le niveau du carneau, il est éboulé et rempli de charbon à moitié brûlé et de cendres. De part et d'autre du puisard, l'affaissement du charbon a laissé un vide sous le carneau. Plus bas, il n'y a plus que des cendres et des scories : tout le charbon est brûlé.

Après la visite de l'étage de 100 m, on inverse le sens du courant d'air pour reconnaître l'état de la galerie de 146 m (début novembre).

Celle-ci est intacte, les atomiseurs sont en parfait état.

Le front de la galerie est couvert par des éboulis (cendres et schistes) en menus morceaux, provenant des gradins du pied de taille (22). La dernière bête est légèrement déformée par le feu, mais est restée en place.

On ouvre le revêtement à la couronne de la galerie pour constater l'étendue de la zone brûlée. Le béton de charbon, constituant la partie inférieure du panneau, est complètement brûlé jusqu'à une douzaine de mètres en arrière du pied de taille, laissant un massif cohérent de cendres.

A 13 m du front de la galerie est amorcée une petite reconnaissance montant dans le béton de charbon. Elle aboutit presque immédiatement dans des cendres meubles. Les front de charbon semble monter obliquement sous une forte inclinaison.

3. — Résultats.

a) *Circulation du courant gazeux dans la taille*

La circulation du courant gazeux a été troublée par trois espèces de phénomènes :

- α L'obstruction de la taille par un éboulement dès le début de l'essai,
- β Le défaut d'étanchéité,
- γ La dérivation du comburant en arrière de la zone de feu.

α *Eboulement initial.*

L'obstruction de la taille, dans la nuit du 6 au 7 novembre 1949, a empêché la mise en régime normale du chantier et en a compromis le fonctionnement régulier.

Les prises de pression placées dans la taille montrent, aussitôt après l'éboulement, que la plus grosse partie de la différence totale de pression appliquée à la mine (4.400 mm H₂O) se produit entre les niveaux de 100 et 115 m.

Comme le carneau (7) est resté intact (visite du 2 mai à 100 m), l'obstruction provient vraisemblablement d'un éboulement massif de la partie supérieure de la taille, fermant le passage de 0,50 m laissé entre le charbon et le remblai.

Il s'agit probablement d'un éboulement de charbon. Les manœuvres tentées immédiatement après l'incident (7 — 9 novembre) n'ont pas réussi à le percer. Le bouchon a cependant été brûlé peu à peu, ou contourné grâce à la fissuration du massif, pendant les mois suivants. En effet, après les travaux de remise en état à 146 m (fin avril) la résistance du chantier est redevenue normale (Tableau XXIII).

TABLEAU XXIII

Jour	Heure	Pe	Ps	Qa
6-11-49	22 h 30	+ 1.200	— 640	9.000
	24 h 00	+ 3.200	— 1.200	3.800
7-11-49	9 h 30	+ 700	— 900	1.400
9-11-49	9 h 30	+ 720	— 1.400	2.100
23- 4-50	12 h 00	+ 430	— 100	3.800
26- 4-50	20 h 00	+ 2.200	— 300	9.000
28- 4-50	0 h	+ 2.800	— 400	11.000

Il est extrêmement hasardeux d'établir une relation quelconque entre le débit et la dépression totale appliquée au chantier : l'importance des fuites et des rentrées d'air est telle qu'elle fausse dans une mesure importante les chiffres de débit.

Les chiffres obtenus représentent donc le comportement global du chantier, et non pas celui de la taille de feu proprement dite.

Si l'on met la relation débit-pression sous la forme $Q = h^k$ (Q en m^3/h , h en $mm H_2O$), on constate que l'exposant k reste très proche de 0,5. L'écoulement se rapproche donc du type turbulent.

La constante A , par contre, est très variable : elle vaut 260 le 6 novembre 1949, au moment de l'allumage, et tombe à 67 après l'obstruction initiale.

Lors de la remise en marche du chantier fin avril, elle s'établit à 190 et reste assez proche de cette valeur pendant le deuxième allumage et les mois suivants. Les essais de colmatage hydraulique provoquent plusieurs étranglements de la section. Enfin, au troisième allumage (début septembre 1950), la constante A vaut 120, ce qui signifie que 6.500 m^3/h environ passent sous une pression de 3.000 $mm H_2O$.

Les valeurs de A données ici ne peuvent être comparées avec celles de l'essai I, puisque la valeur de k n'est plus la même. En effet, pour des pressions analogues, le chantier actuel laisse passer des débits inférieurs à ceux de l'essai I. Sous une pression entrée de 3.000 $mm H_2O$, passent de 6.500 à 11.000 m^3/h d'air au lieu de 10.000 à 14.000 m^3/h .

β Défaut d'étanchéité du chantier.

Le chantier présente des fuites très importantes. La plus importante est située certainement à la partie inférieure de la taille (14) et fait communiquer celle-ci avec le chantier de l'essai I et l'ancienne voie de base (28), comme cela a été démontré lors de la tentative de noyage de la base du chantier (13 février).

Elle est telle que, lorsque le chantier est tout entier en dépression (ventilateur aspirant seul en action), le débit d'entrée ne représente qu'une très faible fraction du débit de sortie. On a réduit l'importance de cette fuite :

— d'une part en bétonnant l'ancienne voie de base à 154 m (28), ce qui n'a eu qu'un effet médiocre ;

— d'autre part en réglant les ventilateurs aspirants et soufflants au cours de la 2^{me} période active, de telle sorte que la pression soit voisine de la pression atmosphérique vers le niveau 135 m.

Une autre fuite importante s'est manifestée dès le début de l'essai autour du serrement de 100 m (11) ; elle a pu être neutralisée efficacement par la suite, grâce à un nouveau serrement (13) solidarisé avec les terrains encaissants par des injections de ciment.

Au total, les fuites ont perturbé considérablement la marche de l'essai et le trajet des gaz a été très différent de celui que l'on se proposait de réaliser.

L'existence de ces fuites, qui se sont produites principalement à travers le terrain et non à travers les serrements eux-mêmes, semble devoir être attribuée aux facteurs suivants :

- l'existence d'un dérangement tectonique à la tête du chantier ;
- le passage de deux exploitations sous le chantier, quelques mois avant sa mise à feu, et les affaissements de terrain subséquents ;
- la proximité du chantier I, partiellement éboulé et imparfaitement éteint ;
- le délai de plusieurs mois, écoulé entre la préparation du chantier II et sa mise à feu ;
- le creusement dans le massif de recoupes et d'innombrables trous de sonde nécessaires au logement des pyromètres.

Tous ces facteurs ont favorisé la fissuration du terrain dans et autour du panneau de gazéification.

γ Dérivation du comburant en arrière de la zone de feu.

Lorsque le chantier est totalement ou partiellement en dépression, la teneur en oxygène du gaz, restée élevée pendant presque toute la durée de l'essai, peut s'expliquer par des rentrées d'air. Cependant, même lorsque le chantier est complètement en surpression par rapport à l'atmosphère de la mine, le gaz contient encore de fortes proportions d'oxygène.

Les rentrées d'air ne sont donc pas seules responsables de la dilution du gaz. Celle-ci est due en partie au fait que le comburant réagit incomplètement avec le charbon, par suite de la température relativement basse du chantier et de l'insuffisance du débit : les variations de la teneur en O_2 en fonction du débit en sont une preuve. Mais il subsiste encore de l'oxygène dans le gaz après des périodes prolongées de chauffage, avec les débits les plus intenses réalisés au cours de l'essai et avec les comburants les plus actifs. Il faut donc admettre qu'une partie du comburant traverse le chantier du serrement d'entrée au serrement de sortie sans entrer en contact avec le charbon et parcourt des circuits dérivés. Ce comburant, comme d'ailleurs les rentrées d'air, peut non seulement diluer le gaz, mais encore le brûler partiellement.

D'une part, la zone dérangée, le long de la voie de tête, n'est sans doute pas étanche : le comburant peut pénétrer en ce point dans le chantier n° 1 et rejoindre ensuite le circuit normal par la fuite signalée entre les niveaux de 135 m et 146 m.

D'autre part, le remblai de scorie laissé par la combustion de la couche est sillonné de crevasses, pouvant atteindre une vingtaine de centimètres de largeur, comme l'ont montré les travaux de reconnaissance à 100 m.

Aux mois de juillet et août 1950, plusieurs tentatives sont faites pour colmater ce remblai poreux.

On essaie d'abord d'injecter dans le remblai, par l'extrémité de la galerie de 100 m (9), de l'eau chargée de sable (50 m³ d'eau). Il est impossible

de faire pénétrer ce sable à plus de quelques mètres de profondeur dans la scorie, la partie supérieure s'obstruant trop rapidement. On est même obligé, pour contourner cette obstruction, de creuser un passage sous le puisard n° 1. Dans la suite, on se contente la plupart du temps d'envoyer par ce passage de l'eau pure ou chargée d'argile : 5100 m³ sont ainsi injectés du 19 au 25 juillet. On ne peut guère y ajouter plus de 50 m³ d'argile, le remblai se colmatant trop rapidement, comme avec l'emploi de sable.

Il faut déverser 1.500 m³ d'eau en tête de taille avant de voir revenir ces eaux à 146 m : une partie a dû être évaporée, une autre a été absorbée par le remblai et une autre enfin a sans doute disparu par les fissures du terrain, confirmant la possibilité d'une dérivation du courant gazeux vers l'ancien chantier.

L'effet du remblayage proprement dit paraît très limité. L'injection d'eau est bien suivie d'un accroissement de la teneur en éléments combustibles du gaz. (Par exemple, l'injection massive de 1.500 m³ d'eau, le 19 juillet, fait monter brusquement de 2 à 6 % la proportion de combustibles dans le gaz, tandis que le débit tombe de 5.000 m³/h à 3.000 m³/h pour une aspiration constante de 700 mm H₂O à la base du chantier). Mais cette modification de la composition du gaz est vraisemblablement due essentiellement à la réaction de l'eau injectée sur le charbon incandescent. L'augmentation de la teneur en H₂ du gaz est en effet beaucoup plus nette que celle de CO.

TABLEAU XXIV.

	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂
Avant l'injection d'eau	4	16	1	0,5	0	78,5
Après l'injection d'eau	8,2	12,0	1,7	3,2	0,4	74,5

Le 24 juillet, les combustibles atteignent 7 %, le CO₂ 10 % et l'O₂ descend à 8,5 %, mais on ne peut obtenir un épuisement plus complet.

L'amélioration du gaz n'est que passagère ; au début de l'injection, la taille est assez chaude pour vaporiser et décomposer une partie de l'eau injectée, puis elle se refroidit et la production de gaz cesse.

Si la présence d'eau rend le remblai temporairement un peu moins perméable aux courants dérivés, le refroidissement de la taille réduit cet avantage à néant.

Enfin l'eau ne réalise pas non plus un colmatage de l'arrière-taille par transport de matière au sein même du remblai : on aurait dû, dans ce cas, observer un effet plus durable après les injections.

b) Localisation du feu.

Les indications que fournissent les nombreux pyromètres placés dans la couche sont décevantes.

La plupart d'entre eux n'ont fonctionné que d'une façon tout à fait irrégulière, et l'ordre même dans lequel ils ont « démarré » est trop fantaisiste pour qu'il soit possible d'en tirer une vue d'ensemble cohérente sur le déplacement du feu.

Leur fonctionnement est troublé par de nombreuses causes : phénomènes d'électrolyse dus à l'eau acide de la mine, détérioration de l'isolement des câbles caoutchoutés, cheminement du feu dans les fissures et les trous de sonde, efforts mécaniques dus aux mouvements de terrain etc.

Les fils des couples chromel-alumel ou platine-platine rhodié mesurent 1 m de longueur entre leur soudure et leur jonction avec les conducteurs de cuivre des câbles de raccordement. Ils mesurent donc en fait la différence de température entre une soudure chaude et une soudure froide distantes de 1 m ou, si l'on veut, le gradient de température entre ces points.

Comme les couples sont alignés dans chaque trou de sonde, on peut théoriquement passer, par

intégration graphique, des gradients aux températures.

En fait, la répartition des températures dans le massif n'est pas assez régulière pour rendre satisfaisante cette façon de procéder.

De l'observation des pyromètres, il semble seulement ressortir que, pendant les premières semaines de l'essai, le foyer le plus actif se trouve au niveau de 115 m. Pendant le mois de décembre (incendie dans la galerie de base et marche en aspiration), un foyer semble se développer à 135 m, en face de la rentrée d'air provenant du chantier I. Le niveau de 125 m semble nettement moins actif.

Pendant les mois suivants, seul le niveau d'activité plus ou moins élevé des pyromètres de chaque étage permet de se faire une idée qualitative fort vague de l'intensité du feu aux différents niveaux.

Les pyromètres de 135 m accusent des variations désordonnées quand les travaux de remise en état approchent du pied de taille. Ils subissent probablement l'action des lances d'arrosage.

A la reprise du soufflage (25 avril — 1^{er} mai), on constate une recrudescence d'activité des pyromètres de 115 m. Il en est de même lors du deuxième allumage (11 — 17 mai).

Les essais de colmatage hydraulique provoquent à leur tour des variations brusques des pyromètres du niveau 115 m.

Les injections d'eau ont encore un autre effet. La température des gaz sortant de la taille monte passagèrement à chaque injection, par exemple de 50° (valeur normale) à 70 ou 80°. Ce phénomène, à première vue assez paradoxal, indique que l'eau traversant la taille réalise un transport de calories de la zone en ignition à la sortie du chantier :

- soit par vaporisation : les gaz sortant de la taille sont chargés de vapeur d'eau et ne peuvent donc plus évaporer l'eau des atomiseurs qui perdent par conséquent leur efficacité ;
- soit par formation de gaz à l'eau dans les zones chaudes et recombustion de ce gaz, avec dégagement de chaleur sensible, dans la partie aval du chantier.

Lors de la préparation du troisième allumage, on retrouve les câbles des pyromètres de 115 m fortement endommagés par le feu qui a cheminé dans les trous de sonde.

Pendant les longues périodes à faible débit, correspondant aux travaux effectués dans le panneau, on ne peut guère parler d'une « zone de feu », mais plutôt d'une succession de points chauds irrégulièrement distribués. Le feu et les gaz chauds se glissent dans les fissures du charbon et notamment dans les trous de sonde, comme on a pu le constater bien souvent lors des travaux de déblaiement. Dans ces conditions, l'expression « répartition des températures dans le massif » perd sa signification.

Au total, les résultats les plus saillants nous paraissent être :

- l'émiettement de la zone de feu qui est loin de former un tout géométriquement continu ;
- le déplacement du feu vers l'aval lors de la première phase active (novembre 1949) ;
- la remontée à contre-courant du feu dans les fissures du charbon, sous débit d'air réduit, pendant les travaux de remise en état ;
- l'influence des rentrées d'air sur la localisation et la propagation du feu.

Ces résultats confirment les observations recueillies au cours du premier essai.

c) Composition du gaz.

Seule la marche à l'air a pu être maintenue pendant de longues périodes, encore qu'on n'ait pas toujours été maître du débit, par suite de nombreux incidents relatés dans le journal. Les marches à l'air suroxygéné, à l'oxygène + vapeur d'eau ou à l'air + vapeur ont été expérimentées pendant des périodes relativement courtes à des moments différents de l'essai ; elles n'ont donc pu donner que des indications qualitatives qu'il convient d'interpréter avec prudence.

α Marche à l'air.

Des observations recueillies tout au long de l'essai, on peut dégager deux conclusions essentielles :

1) Influence du débit :

- Quel que soit le moment de l'essai considéré, l'accroissement du débit se traduit toujours par une modification de la composition du gaz dans le sens suivant :
- la teneur en CO₂ augmente rapidement et atteint un maximum après deux ou trois jours de débit élevé ; elle décroît ensuite légèrement ;
 - la teneur en oxygène subit des variations analogues, mais en sens inverse ;
 - la somme CO₂ + O₂ demeure relativement constante et, en général, légèrement inférieure à 21 %, ce qui est l'indice d'une combustion partielle des matières volatiles du charbon.

Lorsque le débit est ramené à une valeur plus faible, la teneur en CO₂ décroît progressivement et se stabilise après une ou des semaines à un niveau correspondant à la situation antérieure (avant l'accroissement du débit). La teneur en éléments combustibles, toujours très faible, suit une évolution analogue. (voir diagramme général).

L'influence du débit peut être illustrée par le tableau XXV :

TABLEAU XXV.

Périodes de soufflage		Date	CO ₂	O ₂	CO + H ₂ + CH ₄
23-30 avril	avant	25 avril	9	11	2
	pendant	27 avril	13	7	3
	après	10 mai	6	15	1
11-15 mai	avant	10 mai	6	15	1
	pendant	15 mai	15	3	1
	après	13 juin	5	15	1
20-25 juillet	avant	19 juillet	4,5	16	2
	pendant	22 juillet	8	12	4
	après	10 août	4	16	2

Elle résulte sans doute de l'augmentation de la turbulence du courant gazeux et de la température du massif sous les débits élevés, et des modifications dans le régime des rentrées d'air. Ce phénomène est à rapprocher de l'épuisement de l'oxygène, observé pendant les périodes à grand débit de l'essai 1.

Si l'épuisement total n'a pu être obtenu ici, cela tient sans doute non seulement à une température et à un débit insuffisants, mais aussi, et dans une mesure importante, aux rentrées d'air

et aux dérivations du comburant dans l'arrière-taille.

2) Dégradation progressive du gaz.

Des éléments combustibles n'ont été recueillis dans le gaz qu'au début de la première et de la troisième période active, alors que la taille de feu était bordée par un massif de charbon frais et relativement peu fissuré. C'est ainsi que les périodes à faible débit, du 7 au 8 novembre et du 9 au 15 novembre, succédant au premier allumage et au premier essai à l'air suroxygéné, ont donné les résultats suivants :

TABLEAU XXVI.

Périodes	Pe	Ps	Qa	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
du 7-11-49 à 12 h 30 au 8-11-49 à 16 h 30	+650	-1000	2.000	7.7	10.5	3.5	2.5	1.0	75.0	277	256
du 9-11-49 à 6 h 30 au 13-11-49 à 18 h 30	0	-450 -1350	1.700	9.8	5.8	4.6	5.2	1.5	73.5	421	384

Par la suite, le gaz se détériore progressivement comme cela ressort du tableau XXVII qui donne les

compositions les plus caractéristiques de cette évolution (moyennes de 12 h) :

TABLEAU XXVII.

	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
10-11-49	7.8	7.5	5.0	4.4	0.7	74.6	350	320
12/13-11-49	11.7	3.8	5.6	5.8	0.9	72.2	425	385
20-11-49	11.8	5.8	2.6	3.3	0.9	75.7	260	255
27-11-49	9.4	10.4	1.4	1.4	0.4	77.0	120	110
4-12-49	8.9	10.7	1.5	1.5	0.4	77.1	120	110

4.000
3.000
2.000
1.000
Pressions mm H₂O
0
-1.000
-2.000

P.C.S.

Q_a (calculé)

P.C.S.

P_e=0

P_s

CH₄

H₂

CO

O₂

CO₂

CH₄

H₂

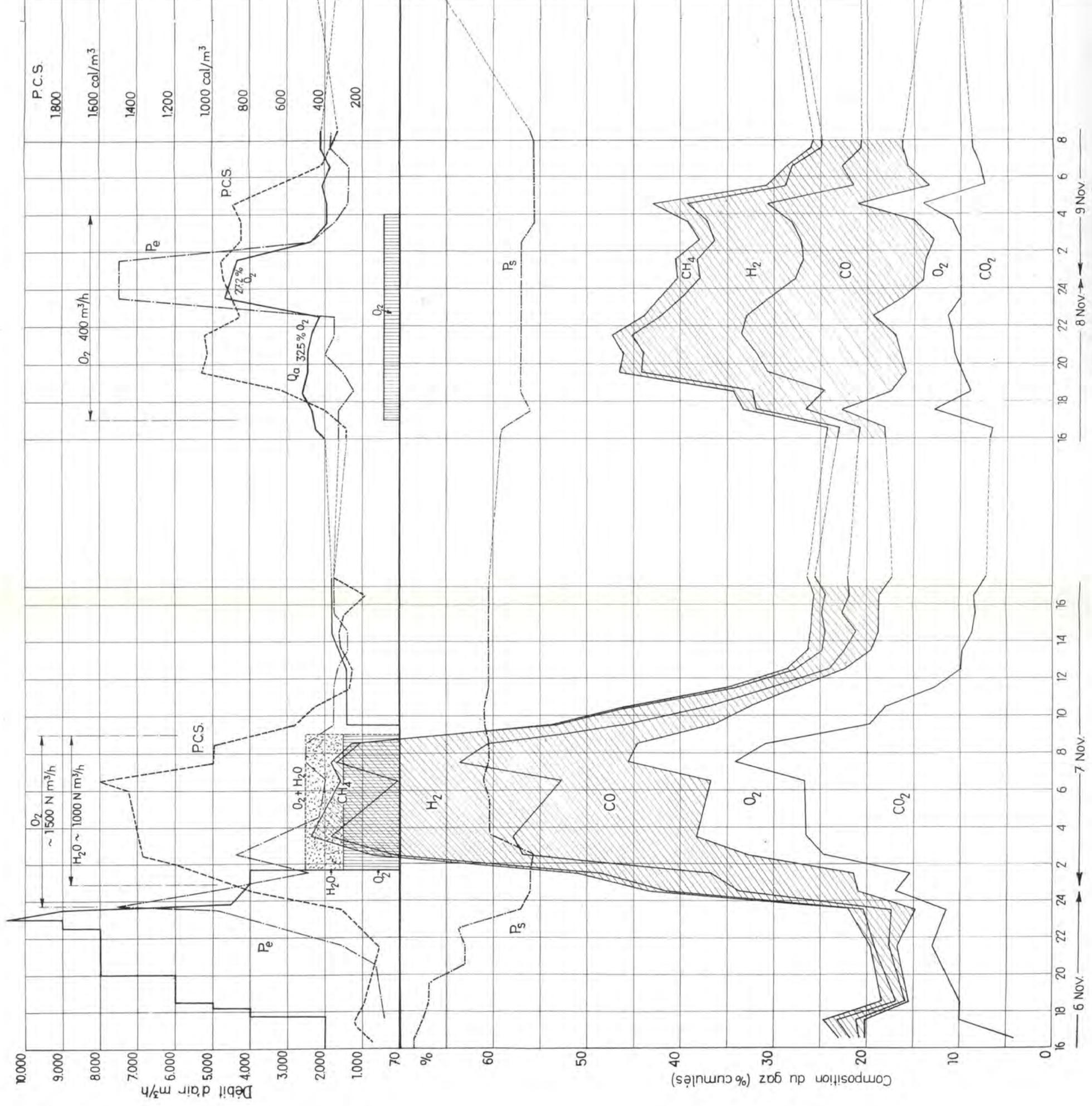
CO

O₂

CO₂

6 8 10 12 14 16 18 20 22 24 26 28 30 32 34 36 38 40 42 44 46 48 50 52 54 56 58 60 62 64 66 68 70 72 74 76 78 80 82 84 86 88 90 92 94 96 98 100
13 Nov. 6 Déc.

DIAGRAMME
DEVELOPPE
IV



Les marches à grand débit de la 2^{me} période active ont conduit à un gaz ne renfermant à peu près aucun élément combustible. Cela tient, d'une part à ce que la zone de feu s'est alors développée dans un massif préalablement distillé par les essais antérieurs et, d'autre part, à ce que le courant gazeux s'est éparpillé en arrière de la zone de feu, dans les scories résultant de la combustion du charbon, et a pu diluer et même brûler le gaz formé.

5) Soufflage discontinu.

L'essai de soufflage pulsatoire tenté le 18 mai 1950 de 0 h à 14 h (10.000 m³/h pendant 1 heure, 0 pendant 1/2 heure), ne donne aucun résultat : c'est à peine si une légère pointe (2 ou 3% de composants combustibles) marque, sur les diagrammes des Monos, chaque reprise du soufflage.

Il est vraisemblable que le massif, épuisé par la longue période de régime « en veilleuse » et par les essais des journées précédentes, n'est plus guère en état de distiller des matières volatiles pendant les arrêts du soufflage.

D'autre part, le soufflage discontinu succède à une injection massive de vapeur qui a sans doute notablement refroidi le chantier.

β Air suroxygéné.

Deux essais relativement prolongés ont été effectués.

1. — Essai du 8-9 novembre 1949. (Diagramme IV)

Il succède immédiatement à la période d'allumage du chantier. Dans la nuit du 8 au 9 novembre 1949, on envoie dans la mine 4 m³ d'oxygène liquide assurant pendant neuf heures un débit horaire moyen de 3.100 Nm³ de comburant à 50 % d'oxygène et produisant 3.150 Nm³ de gaz dont le pouvoir calorifique oscille entre 850 et 1.050 cal/m³.

Le tableau XXVIII donne les caractéristiques principales de l'essai (on n'a pas inclus, dans le calcul des moyennes, les périodes de mise en régime).

TABLEAU XXVIII

Moyenne		Pression		Comburant		G A Z								
de	à	entrée	sortie	débit	O ₂	débit	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
18 h 30	23 h 30	+ 660	— 1300	2400	32.5	3100	10.64	6.42	14.90	11.06	2.20	54.78	996	922
23 h 30	2 h 00	+ 3000	— 1300	4500	27.2	3600	10.00	3.60	13.73	10.20	2.13	60.34	928	859
18 h 30	2 h 00		— 1300	3100	30.0	3270	10.40	5.38	14.50	10.73	2.18	56.81	973	900

Chose remarquable : la suroxygénation de l'air provoque immédiatement une diminution de la teneur en oxygène du gaz ; celle-ci, voisine de 10,5 % pendant la période du 7 au 8 novembre (soufflage 1.800 m³/h d'air, dépression à la sortie de 1.000 mm H₂O) tombe à 5,4 % (en moyenne) pendant l'essai à l'air suroxygéné (dépression à la sortie : 1.500 mm H₂O).

L'influence des rentrées d'air sur la composition du gaz produit avec l'air suroxygéné reste cependant sensible. En comparant les deux moyen-

nes partielles ci-dessus et en établissant un bilan d'azote au moyen des débits entrée et sortie, on est amené à admettre une rentrée d'air constante de 485 m³/h à la sortie du chantier (dépression constante) tandis qu'une fuite de comburant se produit à la tête de taille : 450 m³/h sous 660 mm de pression dans le premier cas, 2.050 m³/h sous 3.000 mm dans le second cas.

En corrigeant les analyses et les débits sur cette base, on obtient :

TABLEAU XXIX.

Moyenne		Comburant		G A Z								
de	à	Débit	O ₂	Débit	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
18 h 30	23 h 30	1950	32.5	2613	12.60	3.70	17.65	13.10	2.61	50.24	1181	1093
23 h 30	2 h 00	2450	27.2	3113	11.54	0.76	15.88	11.78	2.46	57.58	1072	991
18 h 30	2 h 00	2117	30.4	2780	12.20	2.64	17.01	12.60	2.56	52.99	1138	1053

Le calcul du bilan sur la composition moyenne corrigée de 18 h 30 à 2 h 00 donne par Nm³ de gaz : (voir A, 5, c, γ)

a (comburant) = 0.756 Nm³

h (H₂O réduit) = -0.010 Nm³

c (charbon total) = 0.418 kg

g (charbon gazéifié) = 0,174 kg

k (imbrûlés) = 0.214 kg

c/g = 2,4

Le bilan « eau » est presque en équilibre. D'autre part le rapport $CO/CO_2 = 1.4$ ce qui est la meilleure valeur réalisée au cours de tout le fonctionnement du chantier II.

2. — Essai du 2 septembre 1950. (Diagramme V).

Un débit de 6.400 m³ d'air à 30 % d'oxygène est soufflé le 2 septembre, de 14 heures 30 à 23

heures. L'essai se place 40 heures après le troisième allumage du chantier et succède à une série d'alternances air-vapeur et air suroxygéné-vapeur.

La composition du gaz est donnée par le tableau XXX :

TABLEAU XXX

	Moyenne de à		Comburant	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
1	2-9	16 h - 25 h	50 % O ₂	13,46	9,88	4,00	4,21	0,26	68,19	274	255
2	3-9	1 h - 10 h	21 % O ₂	8,52	7,87	2,53	2,64	0,24	78,20	180	165
3	1,58 × (2)			13,46	12,42	4,00	4,17	0,38	123,20	284	260

Ce gaz diffère de celui recueilli au cours de la période du 8-9 novembre 1949 :

- d'une part par sa teneur en oxygène plus élevée (10 %) ;
- d'autre part par sa teneur en éléments combustibles nettement plus faible.

Les circuits ayant été en surpression, les rentrées d'air n'ont pu jouer aucun rôle. On peut, par contre, invoquer la dérivation du courant gazeux vers l'arrière-taille. On vérifie encore que la suroxygénation de l'air a pour effet d'accroître les réactions de combustion et de gazéification. L'effet est toutefois beaucoup moins net qu'au cours de l'essai du 8 novembre.

En multipliant par 1,58 la composition du gaz obtenu immédiatement après par soufflage d'air, on constate qu'elle correspond à peu près à celle du gaz obtenu à l'air suroxygéné, dilué non seulement par une grande quantité d'azote, mais aussi par de l'oxygène.

γ Alternances air-vapeur.

1. — Essais du 1^{er} septembre (Diagramme V).

Le 1^{er} septembre à 0 h 30, le chantier est allumé pour la troisième fois. Le débit d'air est maintenu constant pendant les huit premières heures. Il est ensuite interrompu périodiquement, pendant une heure chaque fois, pour procéder à des injections de vapeur. Les résultats de ces injections sont très nets. Tandis qu'au soufflage d'air correspond un gaz à 5% de CO et 5 % d'H₂, l'injection de vapeur donne 10 % CO et 25 % H₂. L'oxygène varie peu tant que la sortie du chantier reste en surpression, tandis que le CO₂ monte de 3 points environ. A la fin de l'injection, quand CO₂ et H₂ commencent à diminuer, du CH₄ vient enrichir la composition du gaz.

Le tableau XXXI donne l'analyse du gaz juste avant et pendant l'injection de vapeur (analyses Mono).

TABLEAU XXXI

Heure	Comburant	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
8 h 00	air	9.0	5.5	6,8	4,7	0	74.0	348	326
8 h 30	vapeur	11.0	10,7	9,7	20,4	0,4	47,8	953	852
11 h 00	air	9.3	5,2	5,6	4,4	0	75,5	303	282
12 h 15	vapeur	13.0	6,1	8,1	22,6	4,0	46,2	1314	1167
20 h 00	air	9.3	5,9	4,7	4,2	0,8	75,1	346	318
20 h 15	vapeur	12.5	4,5	10,8	26,5	1,5	44,2	1280	1135

L'analyse de 8 h 30 accuse une teneur anormale en O₂, celle de 12 h 15, beaucoup de CH₄. Les injections de 15 h et 17 h (2000 m³h) ne donnent aucun résultat. L'analyse de 20 h 15 semble donc la plus représentative.

En lui appliquant le calcul du bilan, on trouve :

$$\begin{aligned}
 a \text{ (air)} &= 0,557 \text{ Nm}^3 \\
 h \text{ (H}_2\text{O réduit)} &= + 0,206 \text{ Nm}^3 \\
 c \text{ (charbon total)} &= 0,198 \text{ kg} \\
 k \text{ (imbrûlés)} &= 0,049 \text{ kg} \\
 g \text{ (charbon gazéifié)} &= 0,142 \text{ kg} \\
 c/g &= 1,4
 \end{aligned}$$

P.C.S.

cal/m³

7.000
6.000
5.000
4.000
3.000
2.000
1.000
0
%

Débit comburant (Nm³/h)

Q_a

P.C.S.

H₂O

H₂O

H₂O

O₂

O₂

Q_a

P.C.S.

H₂O

Bourrage de vapeur dans la voie de tête

Manos hors service

P.C.S.

Q_a

%

70

60

50

40

30

20

10

0

Composition du gaz (% cumulés)

N₂

CH₄

H₂

CO

O₂

CO₂

CO₂

CO₂

N₂

CH₄

H₂

CO

O₂

CO₂

CH₄

CH₄

H₂

CO

O₂

CO₂

CH₄

H₂

CO

O₂

CO₂

N₂

CH₄

H₂

CO

O₂

CO₂

0

1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

11

12

13

14

15

16

17

18

19

20

21

22

23

24

1

2

3

4

5

6

7

8

9

10

11

12

13

14

15

16

17

18

19

20

21

22

1 Septembre

2 Septembre

3 Septembre

4 Septembre

DIAGRAMME
DEVELOPPE
V

La réaction du gaz à l'eau est ici bien nette : l'hydrogène ainsi produit représente 20,6 % du gaz total.

La quantité d'imbrûlés est faible. Le calcul du bilan thermique indique que la chaleur cédée par le massif pendant les réactions endothermiques équivaut à peu près à la chaleur sensible du gaz. La chaleur potentielle du charbon gazéifié se retrouve intégralement dans le pouvoir calorifique du gaz.

Le débit de gaz est cependant de loin inférieur à celui de la vapeur injectée. Le gaz recueilli après l'injection de 6.000 Nm³ de vapeur représente moins de 1.000 Nm³ correspondant à 200 Nm³ de H₂O décomposé. Il est donc évident que seule une faible partie de la vapeur injectée entre en réaction.

L'envoi de quantités réduites de vapeur (2.000 m³/h) ne donne aucun résultat (ceci est peut-être l'explication de l'échec des injections de vapeur de l'essai I). Le débit de gaz correspondant est inappréciable. De plus, la sortie du chantier se

trouve en dépression et les rentrées d'air viennent diluer le gaz.

En résumé, pendant la journée du 1^{er} septembre, on alterne des débits d'air de 6.500 m³/h (2 heures) et des débits de vapeur de 5.500 m³/h (1 heure) donnant respectivement 5.500 m³/h de gaz à 300 cal/m³, et 500 à 1.500 m³/h de gaz à 1.200 cal/m³.

2. — Essais du 3 septembre (Diagramme V).

Le 3 septembre enfin, une injection de vapeur plus prolongée (6.000 m³/h pendant 2 heures) succède à une période de 10 heures de soufflage à l'air.

La teneur du gaz en combustibles passe de 5 à 30 % et le PCS de 213 à 1.176 cal/m³, mais le gaz contient 4,5 % CH₄, de sorte que, au point de vue gazéification proprement dite, ce résultat est moins favorable que les précédents. Par contre, le débit de gaz obtenu est plus stable : il reste supérieur à 1.200 m³/h.

TABLEAU XXXII.

3-9-50	Comburant	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
10 h 00	air	9,2	8,5	1,8	2,1	1,0	77,4	213	196
11 h 00	vapeur	14,5	6,8	7,9	16,7	4,5	49,6	1176	1053

8 Air suroxygéné-vapeur.

1. — Essai du 17 mai.

Un premier essai « air-suroxygéné-vapeur » se place le 17 mai, après le second allumage : injections alternatives d'air à 60% O₂ (2 heures) et de vapeur (1 heure).

L'état de la tête du chantier (colmatage du carneau), les lacunes des analyses et l'influence des rentrées d'air ne permettent guère de formuler des conclusions précises. Il n'y a pratiquement pas eu d'élaboration de composants combustibles, même au moment des injections de vapeur.

2. — Essai du 2 septembre (Diagramme V).

Des alternances « air-suroxygéné-vapeur » font suite aux alternances « air-vapeur » du 1^{er} septembre 1950.

Les phénomènes observés restent tout à fait analogues : le gaz obtenu par soufflage d'air à 30 % O₂ est cependant nettement meilleur qu'avec l'air normal. Il contient 15 % de composants combustibles au lieu de 10 %. Mais la teneur en CO₂ et O₂ augmente également. Le gaz produit pendant les injections de vapeur accuse 40 % de composants combustibles et atteint 1.500 cal/m³, mais son débit décroît rapidement. On peut comparer le tableau XXXIII avec le tableau XXXI.

TABLEAU XXXIII.

Heure	Comburant	CO ₂	O ₂	CO	H ₂	CH ₄	N ₂	PCS	PCI
23 h 00	30 % O ₂	12,0	8,8	7,5	5,1	1,0	65,6	476	443
0 h 15	vapeur	23,5	9,2	11,5	20,8	5,3	29,7	1485	1335
3 h 00	30 % O ₂	14,0	9,0	7,7	6,2	0,1	63,0	431	400
4 h 15	vapeur	12,7	8,3	10,7	29,1	2,7	36,5	1467	1302
6 h 00	30 % O ₂	13,0	8,7	6,5	4,9	0	66,9	345	322
7 h 15	vapeur	11,0	7,0	9,5	23,0	5,5	44,0	1513	1348
10 h 00	30 % O ₂	13,5	8,6	3,7	6,2	0,8	67,2	377	339
10 h 20	vapeur	13,0	8,0	8,5	19,8	1,4	49,3	995	885
12 h 00	30 % O ₂	13,4	9,9	5,4	3,8	0	67,5	279	261
13 h 30	vapeur	12,0	7,5	8,4	17,7	3,3	51,1	1108	991

Pendant l'injection de 0 h 15, le débit d'oxygène n'a été complètement supprimé qu'une demi-heure après l'arrêt de l'air et l'injection de vapeur, ce qui explique la teneur élevée du gaz en CO_2 .

Le pourcentage moyen de l' O_2 dans le comburant soufflé à 6 h, 10 h et 12 h est de 30% environ, mais a varié au cours de la période de soufflage. A 5 h, par contre, la composition du comburant est restée constante. L'analyse la plus représentative est donc celle de 4 h 30. Le calcul du bilan pour cette composition de gaz donne :

$$\begin{aligned} a &= 0,528 \text{ Nm}^3 \\ h &= + 0,202 \text{ Nm}^3 \\ c &= 0,519 \text{ kg} \\ k &= 0,153 \text{ kg} \\ g &= 0,144 \text{ kg} \\ c/g &= 2,2 \end{aligned}$$

Ces chiffres sont assez analogues à ceux de l'analyse de 20 h 15, le 1^{er} septembre.

ε Oxygène et vapeur.

Des mélanges d'oxygène et de vapeur ont été envoyés dans le chantier dans la nuit du 6 au 7 novembre 1949 et pendant celles du 5 au 4 et du 6 au 7 septembre 1950. Ces manœuvres ont été effectuées dans les circonstances fort troublées corres-

pondant d'une part à la mise en route de l'essai et à l'obstruction initiale de la taille, d'autre part aux dernières heures de fonctionnement du chantier, dont la condition physique et l'étanchéité devenaient de plus en plus incertaines. Occasionnellement des mélanges d'oxygène et de vapeur ont passé dans la mine, lors du passage du soufflage à l'air suroxygéné à une injection de vapeur par exemple (17 mai 1950).

1. — Essai du 7 novembre. (Diagramme V).

Pendant la nuit du 6 au 7 novembre (25 h 40 — 9 h 00) le débit d'oxygène est extrêmement irrégulier par suite de déficiences du gazéificateur. Le débit de vapeur est maintenu, autant que possible, voisin de 60 % du débit d'oxygène.

A cause de l'obstruction de la taille, une pression de 1.000 à 2.000 mm H_2O est appliquée à l'entrée, et une aspiration de —900 à —1.400 mm à la sortie. Des fuites de comburant et des rentrées d'air importantes se produisent donc vraisemblablement. La teneur du gaz en azote reste supérieure à 20 %.

Si l'on s'en tient, pour éliminer l'influence de l'air remplissant le chantier avant l'envoi d'oxygène, à la période comprise entre 2 h 00 et 9 h 00, la composition du gaz indiquée par les analyses Orsat, varie entre les limites suivantes :

TABLEAU XXXIV.

	CO_2	O_2	CO	H_2	CH_4	N_2	PCS	PCI
Min.	24,7	8,2	16,0	12,2	0,8	20,6	980	920
Max.	34,2	13,6	25,9	19,4	6,2	27,2	1600	1480
Moy.	28,64	11,0	18,90	15,26	2,46	23,74	1270	1190
Corr.	40,23	8,45	26,48	21,39	3,45	—	1780	1645

Le chiffre de 6,2 % CH_4 correspond à un moment où le débit est tombé à zéro. Normalement, la teneur en CH_4 oscille entre 0,5 et 2,5 % et le PCS entre 1.000 et 1.400 cal/ m^3 .

On obtient la dernière ligne du tableau si l'on corrige l'analyse moyenne en admettant que tout l'azote provient de rentrées à la sortie du chantier.

A un gaz de cette composition correspondrait la gazéification intégrale de $g = 0,408$ kg de charbon par Nm^3 . Cette quantité de charbon contient l'équivalent de 0,185 Nm^3 d'hydrogène représentant 5,45% CH_4 + 11,4% H_2 dans le gaz. Il n'est cependant pas possible d'établir un bilan d'azote, ni, par conséquent, de déterminer dans quelle mesure le reste de l'hydrogène (soit 10% du gaz total) provient de la décomposition de la vapeur d'eau ou de la distillation des matières volatiles des parties incomplètement gazéifiées de la couche de charbon.

2. — Essai du 5 septembre. (Diagramme V).

Le 5 septembre, de 18 h 30 à 25 h 30, un débit de 500 à 800 m^3/h d'oxygène pur est envoyé dans le chantier (par le puisard n^o 4).

Pour neutraliser les fuites en tête de taille, on envoie simultanément de la vapeur dans la galerie de 100 m. La présence de ce « bourrage » empêche l'oxygène et les gaz formés de refluer vers les serremments. En revanche, une quantité de vapeur impossible à déterminer pénètre dans le chantier avec l'oxygène.

Le gaz produit ($\pm 500 \text{ m}^3/\text{h}$) contient 52 % CO_2 , 18 % O_2 et 20 % de combustibles. A 25 h 30, on injecte 3.500 m^3/h de vapeur par la tuyauterie de comburant.

A minuit, on porte le débit d' O_2 à 2.000 m^3/h . A 0 h 30 l'oxygène est arrêté et 5.500 m^3/h de vapeur passent dans le chantier. La somme $\text{CO} + \text{H}_2 + \text{CH}_4$ atteint 30 % à 1 heure, mais, à ce

moment, les analyseurs Mono se dérèglent, et jusqu'à 4 h, on ne peut plus suivre l'évolution des composants combustibles du gaz.

Le CO_2 et l' O_2 du gaz suivent une évolution parallèle à celle du débit d'oxygène soufflé : diminution rapide à 1 h (interruption du débit), augmentation à 3 h ($500 \text{ m}^3/\text{h O}_2$).

A 4 heures, le débit d'air est rétabli ($1.000 \text{ m}^3/\text{h}$). Les Monos, remis en marche, indiquent un gaz à 13,4 % de combustibles, tombant rapidement à 5%.

Une dernière injection d'oxygène pur a lieu dans la nuit du 5 au 6 septembre, de 17 h à 4 h. La teneur du gaz en combustibles passe initialement de 2 à 7 %, puis retombe à 0 tandis que le CO_2 atteint 62 % et l'oxygène 35 %.

L'emploi d'oxygène pur s'est fait dans des conditions trop troublées pour qu'on puisse en tirer des résultats quantitatifs.

Pour autant que la variété des états thermique et physique de la taille permette une comparaison, il semble être proportionnellement moins favorable que celui d'air suroxygéné.

L'envoi de vapeur en mélange avec l'oxygène donne des résultats relativement moins intéressants que l'injection alternative de vapeur et de comburant oxygéné. On trouve beaucoup de CO_2 et d' O_2 dans le gaz et on n'observe pas la pointe élevée de la teneur en H_2 qui caractérise les injections de vapeur. Il est probable que l' H_2 produit est brûlé par l'oxygène en excès.

* * *

Il est difficile de se faire une idée précise sur l'influence de la nature du comburant, pour les raisons suivantes :

1) les différents essais ont tous été très courts, et on ne peut guère considérer qu'un état de régime ait été établi. Les essais à l'air montrent, en effet, que le délai d'établissement d'un régime permanent (ou pseudo-permanent) est généralement de quelques jours ou semaines. Il est vraisemblable qu'il en serait de même pour une marche à l'air suroxygéné, à l'oxygène ou à la vapeur.

2) Les différents essais ont été effectués alors que le chantier se trouvait dans des conditions physiques différentes. Or, les marches à l'air ont montré que l'évolution de l'état du chantier a une influence très marquée ; elle se caractérise par une détérioration progressive du gaz, due vraisemblablement à la disparition des matières volatiles, au développement des fuites de gaz, des rentrées d'air et des dériviations du courant gazeux dans l'arrière-taille et peut-être également au dépôt de cendres sur la surface du charbon. Cette évolution a masqué, en grande partie, l'influence de la nature du comburant.

Ainsi par exemple :

Le mélange oxygène-vapeur, qui donne un gaz à $1.300 \text{ cal}/\text{m}^3$ le 7 novembre 1949, ne produit plus que $1.000 \text{ cal}/\text{m}^3$ environ dans la soirée du 3 septembre 1950 et des gaz de fumées dans la nuit du

5 au 6. Le 17 mai également, on n'obtient que des fumées à 60 % CO_2 .

L'air suroxygéné à 30 % donne $1.000 \text{ cal}/\text{m}^3$ le 9 novembre 1949, $420 \text{ cal}/\text{m}^3$ le 1^{er} septembre 1950 et $285 \text{ cal}/\text{m}^3$ le 2 septembre.

La teneur en hydrogène du gaz produit par les injections de vapeur, après soufflage d'air, passe de 26,5 % le 1^{er} septembre à 16,7 % le 3 ; et après soufflage d'air à 30 % O_2 , elle passe de 29,1 % à 17,7 % entre 0 h et 13 h 30, le 2 septembre.

Les phénomènes observés lors des différents essais semblent donc peu reproductibles : on ne peut comparer les résultats obtenus à des époques trop différentes. L'état physique et thermique du chantier et son évolution antérieure peuvent modifier du tout au tout les conditions dans lesquelles s'effectue la gazéification.

d) Evolution du gaz le long du circuit.

Les prises de gaz établies aux niveaux intermédiaires de 115-125 et 135 m n'ont pas donné tous les résultats qu'on en attendait : la cause en est sans doute analogue à celle de l'échec des pyromètres : dislocation des tuyaux par les mouvements de terrain, cheminement du feu dans les sondages, inélasticité des manchons de caoutchouc. Par ailleurs, les Monos triplex branchés sur les prises intermédiaires ont fonctionné d'une manière intermittente. Les principaux résultats enregistrés peuvent se résumer comme suit :

Pendant le mois de décembre 1949 (travaux à 146 m), la teneur en CO_2 du gaz prélevé à la prise de 135 m oscille journalièrement entre 3 et 15 % ; ceci correspond à l'arrêt des ventilateurs et l'injection d'azote chaque nuit pour refroidir le chantier ($\text{CO}_2 = 3 \%$), et à l'aspiration nécessaire pour ventiler l'ouvrage pendant la journée ($\text{CO}_2 = 15 \%$).

Pendant la période de soufflage intense de la fin du mois d'avril et pendant les essais à l'air suroxygéné du 17 mai, on recueille à 125 m du gaz contenant 15 % H_2 et 15 % CO , alors que le gaz sortant du chantier ne contient que des composants inertes.

Le 8 juillet, lors du premier envoi d'eau à la tête du chantier, on obtient, à la prise de 115 m, du gaz à l'eau à 28 % CO_2 , 4 % CO et 22 % H_2 . La composition du gaz recueilli à la surface n'accuse aucune variation ($\text{CO} + \text{H}_2 + \text{CH}_4 < 2 \%$).

Pendant les essais à l'air suroxygéné et à la vapeur du 1^{er} et du 2 septembre 1950, le gaz recueilli aux prises de 115, 125 et 135 m oscille entre les limites ci-dessous sans aucune relation avec le rythme des injections de vapeur et les variations du gaz à la sortie :

CO_2	:	5 - 10
H_2	:	10 - 20
CO	:	0 - 20
$\text{CO} + \text{H}_2$:	20 - 40.

Un régime discontinu semble cependant favoriser l'élaboration d'un gaz relativement riche aux niveaux intermédiaires.

Au total il paraît impossible d'établir une corrélation entre la composition du gaz prélevé aux prises intermédiaires et celle du gaz sortant du chantier. On peut seulement constater que, pendant les phases actives de l'essai, les prises donnaient généralement un gaz plus riche que le produit final. Peut-être ce gaz est-il brûlé en aval par le comburant dérivé le long des circuits parasites. Mais il est également très possible que ce gaz soit le résultat d'une distillation du charbon voisin de la prise, ou même d'une gazéification très localisée et engendrée par la circulation du faible courant gazeux aspiré par la prise à travers un massif de charbon fissuré.

Ces phénomènes sont d'autant plus intenses que le chantier est plus chaud. Les observations faites ne permettent donc guère de conclure sur l'évolution de la composition de l'ensemble du courant gazeux le long du trajet dans le chantier.

e) Comportement des terrains.

Les travaux de remise en état et de reconnaissance exécutés dans le panneau du chantier II ont permis de recueillir de nombreuses observations sur la manière dont le feu attaque la couche de charbon et sur le comportement des terrains.

α Attaque de la couche.

Remarquons tout d'abord que l'action du feu sur la veine elle-même est essentiellement différente, selon que le débit d'air est élevé (essais de soufflage) ou faible (mise en veilleuse du chantier). Les travaux exécutés dans le panneau avec une ventilation réduite au minimum nécessaire ont permis d'observer « sur le vif » le comportement du chantier en veilleuse.

Dans ce cas (aéragé naturel, ou aspiration de 100 à 200 mm de H₂O, avec un débit inférieur à 2.000 m³/h), le feu chemine dans la couche d'une manière capricieuse. Il attaque de préférence les portions les plus hétérogènes (intercalations schisteuses) ou les plus riches en fusain du charbon, et suit en général la partie supérieure (mur géologique) de la veine.

Sa propagation est favorisée par l'exfoliation et le gonflement du schiste carbonneux des intercalations. Il chemine dans les fissures et les trous de sonde, remontant le courant d'air, ainsi qu'on l'a vu maintes fois aussi bien au niveau de 146 m (janvier-avril 1950) qu'à celui de 100 m (mai-août 1950).

Sur son passage il laisse des traînées de cendres pulvérulentes à côté de laies de charbon intacts. Celles-ci ne sont guère cokéifiées : la température est insuffisante pour exercer son influence à une distance supérieure à quelques centimètres.

On ne peut dans ces conditions assigner une limite précise à la zone brûlée.

Le passage d'air en débit important, par contre, réalise une combustion à peu près complète de la couche : celle-ci, est remplacée par un résidu poreux constitué de cendres, de scories fondues, et

de fragments cuits des épontes. De nombreuses crevasses traversent ce remblai perméable à l'air et court-circuitent le front de charbon (travaux à 100 m, mai-août 1950). Le remblai est également perméable à l'eau, mais si l'eau est chargée de sable ou d'argile, il se colmate rapidement : le sable et l'argile ne sont guère transportés à plus de quelques mètres de distance.

Parfois des lentilles de charbon restent incluses dans le remblai, principalement sur le mur géométrique (toit géologique). Des ilots en feu peuvent ainsi se maintenir en arrière du front : les sondages exécutés au niveau de 100 m en juillet et août 1950 en ont souvent recoupés (Fig 9 hors texte - Fig 12).

Les parties de la couche en plateure semblent brûler moins facilement que les autres.

Comme pendant l'essai I, le feu manifeste, sous fort débit, une nette tendance à s'étendre dans le sens du courant d'air et à envahir la galerie de base du chantier.

β Comportement des épontes.

L'analyse chimique des épontes de la couche Wérisseau (Tableau II) indique que les roches du mur géologique sont légèrement plus réfractaires que celles du toit (températures de fusion et d'affaïssement plus élevées de 100° environ). Elles se sont cependant moins bien comportées au feu.

A 146 m (avril 1950) le mur géologique a éclaté en plaques parallèles à la stratification, tandis que le toit de schiste homogène est resté cohérent. Les roches n'ont pas fondu, mais, dans la partie inférieure du panneau, elles ont pris par cuisson une teinte rouge brique. (Fig 10).

L'influence du feu, visible surtout dans les 5 m inférieurs, s'est marquée jusqu'à un ou deux mètres de profondeur dans le mur de la couche.

La stampe de 15 m, comprise entre la galerie des atomiseurs et la chasse au rocher, est restée parfaitement étanche.

Le mauvais comportement du mur géologique est dû en partie à son hétérogénéité : la roche (schiste gréseux) éclate sous l'action de la chaleur. Le toit (schiste homogène) cuit en bloc et se déforme moins. Sa conductibilité thermique étant plus grande, les différences de température y sont moins accentuées.

Une des raisons du comportement différent du toit et du mur peut être le fait que le feu a cheminé plus volontiers le long du toit géométrique, surtout pendant les périodes de veilleuse.

A la tête de taille également, le mur géologique (toit géométrique de la couche en plateure renversée) s'est affaïssé en grandes dalles (début mai 1950). (Fig 11).

Autour de la voie de tête et du carneau, la roche a pris, par cuisson, une teinte rouge brique.

On ne trouve de roche fondue (scorie) (mai-août 1950) que dans la partie supérieure de la taille, dans le remplissage laissé par la combustion de la veine et autour de la chambre de combustion. La

température a donc sans doute atteint 1.400 à 1.500° C en ces endroits.

La scorie contient cependant de nombreux débris des épontes qui ne sont que cuits et pas fondus. Elle est d'autre part crevassée et poreuse. Dans les conditions de fonctionnement de Bois-la-Dame (courtes périodes de soufflage intense séparées par de longues périodes d'attente, couche en dressant) on ne peut donc guère compter sur la fusion des roches pour colmater l'espace brûlé.

Dans la partie inférieure de la taille (visites postérieures au 3^{me} allumage), les cendres sont restées meubles ou compactes, sans fondre. Les épontes, renforcées par des injections de béton pendant les travaux de remise en état sont restées intactes.

Des débris menus de schiste cuit encombrant la galerie de base.

4. — Conclusions.

a) Allure générale de l'essai.

La marche de l'essai a été fortement troublée par plusieurs incidents dont les principaux sont les suivants :

- 1) un éboulement très important quelques heures après le début de l'essai, ayant provoqué l'obstruction quasi totale du passage ouvert au courant gazeux ;
- 2) la destruction après chacun des deux premiers allumages, du brûleur placé en tête de taille, rendant impossible son utilisation ultérieure pour ramener le feu en tête de taille, comme il avait été prévu ;
- 3) la mise en communication du chantier avec celui du premier essai, entraînant des rentrées d'air importantes. Celles-ci ont été aggravées par le défaut d'étanchéité des serrements, par la lissuration des terrains préalable à l'essai, et due en partie au passage d'une exploitation à l'aplomb du chantier, en enfin par l'obstruction de la taille.
- 4) le développement d'un feu dans la voie de tête après chacun des deux premiers allumages, ainsi que dans la voie de base, un mois après le premier allumage.

Le premier incident paraît inévitable ; ses conséquences n'ont d'ailleurs été graves que par suite du défaut d'étanchéité du chantier.

Les trois autres incidents pourraient, par contre, être évités dans un essai ultérieur par un emploi plus prudent du brûleur, et par une disposition différente du chantier, évitant la proximité des vieux travaux et tout contact entre le brûleur et la veine.

Les difficultés auxquelles on s'est heurté ont d'ailleurs, d'une façon générale, permis de mettre au point ou de perfectionner certaines techniques qui pourront trouver leur emploi au cours d'expériences ultérieures, notamment la réalisation de serrements étanches et la poursuite de travaux miniers dans un chantier en combustion.

b) Développement du feu et comportement des terrains.

Le panneau compris entre les niveaux de 100 et 146 m et les deux montages inclinés à 35° contenait 1.500 tonnes de charbon net. D'après la composition et le débit du gaz sortant du chantier, 900 tonnes environ ont été intégralement gazéifiées entre le 6 novembre 1949 et le 6 septembre 1950.

Les pyromètres, insuffisamment protégés, n'ont pas fourni d'indications très précises. Par contre, de nombreuses observations ont été recueillies au cours des travaux effectués dans le chantier lui-même entre les diverses périodes actives de l'essai.

Sous faible débit d'air, le feu chemine le long des trous de sonde et des fissures et, de préférence, dans la partie supérieure de la veine. Les limites de la zone de feu sont alors très imprécises. Le feu tend à remonter le courant d'air.

Sous fort débit, au contraire, la totalité de la couche est consommée, ne laissant derrière elle qu'un amas de cendres, scories et débris d'épontes ; son remblai est poreux, sillonné de fissures et de crevasses, et perméable à l'air et à l'eau ; il peut donner lieu à une dérivation du courant gazeux en arrière de la zone de feu. On n'a guère trouvé de coke au cours des travaux de reconnaissance du chantier. Sous fort débit, le feu a tendance à fuir vers l'aval. Comme au cours du premier essai, il a envahi la galerie de base, malgré la présence des atomiseurs. Le renforcement et la simplification de ceux-ci a permis de protéger efficacement la galerie pendant les dernières phases de l'essai.

Les tentatives faites pour le colmatage du remblai n'ont que très partiellement réussi : les matériaux utilisés dans ce but (argile ou sable) se déposent dans les premiers mètres, empêchant le colmatage des zones plus éloignées.

Le toit géologique de la couche (mur géométrique), formé de schiste homogène, cuit sous l'action de la chaleur sans perdre sa continuité. Le mur, par contre, gréseux et hétérogène, éclate et se détache en grandes plaques.

c) Nature et qualité du gaz

1) Marche à l'air.

Un gaz ayant un pouvoir calorifique peu supérieur à 400 calories n'a été obtenu par soufflage d'air que pendant quelques jours, vers le début de la première période active (9-13 novembre) alors que le débit était très réduit. Pendant les autres périodes, la teneur en éléments combustibles a été extrêmement faible et l'oxygène de l'air n'a jamais été complètement épuisé, même pendant les périodes à débit élevé.

Ce résultat, en apparence contradictoire avec celui du premier essai, s'explique de la manière suivante : les deux facteurs essentiels déterminant la composition du gaz paraissent être :

— d'une part le débit d'air soufflé ; les réactions sont d'autant plus actives (teneur en oxygène de la zone de feu plus faible et teneur en éléments com-

bustibles plus élevée) que le débit est plus grand :

- d'autre part l'état du chantier ; toutes choses demeurant égales, la qualité du gaz baisse lorsque se prolonge l'essai, par suite de la dérivation d'une fraction du courant gazeux en arrière de la zone de feu, à travers les remblais, et par suite de la réduction du rapport du charbon distillé au charbon gazéifié.

Les périodes à grand débit de l'essai 2 ont été réalisées dans un chantier déjà altéré par les essais précédents ; c'est pourquoi elles ont conduit à un gaz plus médiocre que celui recueilli pendant certaines périodes à faible débit (aux dépens d'un charbon encore frais), et franchement moins bon que celui recueilli au cours du premier essai, où l'on a pu réaliser des débits élevés dans un chantier non préalablement distillé.

2) Marche avec divers combustibles.

L'utilisation d'air suroxygéné à 50 % a donné au début de l'essai, du gaz à 900-1.000 cal/m³ pendant 8 heures. Au troisième allumage, le même combustible a donné des résultats beaucoup moins favorables : 250 à 475 cal/m³.

L'emploi d'un mélange oxygène-vapeur a produit, au premier allumage, du gaz à 1.400 cal/m³.

Le même combustible a encore donné, après le troisième allumage, du gaz à 50 % de combustibles (1.000 cal/m³ environ).

L'injection de vapeur, alternée avec un réchauffage du chantier par soufflage d'air ou d'air suroxygéné, donne du gaz à 1.200 - 1.400 cal/m³. Malheureusement, le débit de ce gaz est assez faible (1.000 m³/h) comparativement aux quantités de vapeur injectées (6.000 m³/h), et il décroît rapidement. Il s'agit bien, cependant, de gaz à l'eau, et non de gaz de distillation, comme au premier essai.

Les divers essais ont été de courte durée et ont été effectués alors que le chantier se trouvait dans des conditions physiques et thermiques différentes. Ils sont donc peu comparables entre eux, et il n'est pas possible d'en tirer de conclusion générale.

d) Bilan thermique.

Les données recueillies, l'importance des rentrées d'air et la courte durée des régimes réalisés ne permettent guère d'établir un bilan thermique un tant soit peu précis.

La combustion de la plus grosse part du charbon, consommée pendant les périodes de « veilleuse », a servi uniquement à échauffer le massif et à vaporiser l'eau des atomiseurs.

ERRATA.

Essais de Bois-la-Dame.

A. — Chantier n^o 1.

(AMB, novembre 1951)

p 745, par. 2-b, 4^{me} alinéa — lire : huitième journée au lieu de : sixième journée.

p. 750, par. 3—c—γ, 1^{er} alinéa — lire : k kg de carbone imbrûlé au lieu de : k kg de charbon brûlé.

N. B. — Voir les remarques concernant la signification de « k » au 2^{me} alinéa de ce paragraphe, et dans l'Introduction générale (AMB, janvier 1951, p. 41, Remarque 3).

Rappelons ici que k est une grandeur conventionnelle. Dans un gazogène à charbon ordinaire fonctionnant en régime invariable, k représenterait approximativement le carbone imbrûlé entraîné par les cendres. Ici, par contre, k représente essentiellement le charbon dégazé en avant de la zone

de feu ; ce poste ne constitue nullement une perte définitive. La valeur de « k » est d'ailleurs surfaite par suite de la migration du grisou dans la couche ou les épontes, et de la dissolution partielle du CO₂ dans l'eau des atomiseurs. Par contre, le charbon isolé éventuellement dans les cendres de l'arrière-taille sans avoir perdu ses matières volatiles n'apparaît pas au bilan.

On ne peut donc donner ici au paramètre « k » ni d'ailleurs à « c » (charbon total) aucune signification physique précise. L'appellation « imbrûlés » est purement conventionnelle.

p. 752, Débits élevés, par 3) — lire : le 15 à 8 heures au lieu de : le 25 à 8 heures.

p. 754, Soufflage discontinu, 1^{er} alinéa — lire : entre le 5 et le 11 mars au lieu de : entre le 6 et le 11 mars.

ANNEXE

**Le domaine d'inflammation du méthane
aux basses pressions**

M. VANPEE, et G. FALLY,
Docteur en Sciences Chimiste-Assistant.

SAMENVATTING.

In deze bijdrage wordt aangetoond dat het mechanisme van de ontvlaming van de methaan- en zuurstofmengsels bij lage druk en met een gehalte aan zuurstof groter dan 63 %, identisch is aan dat van de waterstof- zuurstofmengsels.

De auteurs steunen deze conclusie op de volgende feiten :

- 1) Op het ogenblik waarop de vlam in een mengsel van de initiale samenstelling $CH_4 + 2O_2$ verschijnt, is er praktisch geen methaan meer aanwezig. Dit wordt verbruikt gedurende de inductieperiode en de ontploffing ontstaat in een midden waarvan de samenstelling benaderend de volgende is : CH_4 : 3,7 %; CO : 14,8 %; H_2 : 2,9 %; O_2 : 17,2 %; CO_2 : 10 %; H_2O : 50 %.
- 2) De mengsels die minder dan 63 % zuurstof bevatten, vertonen slechts een enkele ontvlambaarheidsgrens.
- 3) Stikstof oefent dezelfde invloed uit op de tweede ontvlambaarheidsgrens van methaan als op deze van waterstof.
- 4) Rekening houdend met de samenstelling op het ogenblik van de ontvlaming kan men, door toepassing van de empirische formule die de invloed geeft, uitgeoefend door de inerte gassen op de grens P_2 van de waterstof- zuurstofmengsels, de grens P_2 berekenen van de mengsels methaan en zuurstof en men verkrijgt aldus waarden die in goede overeenstemming zijn met de proeven.
- 5) Gedurende de inductieperiode speelt het methaan een dubbele rol, deze van voortbrenger van CO en van H_2 , zoals reeds vermeld, en deze van inhibitieur; het is slechts op het ogenblik waarop het praktisch omgezet is, dat de vlam zich kan instellen.
- 6) Voortgaande op het huidig aangenomen mechanisme van de verbranding van methaan, waterstof en kooloxyde en van de reactie $CH_4 + O = CH_2 + H_2O$ die, volgens de auteurs, rekening houdt met de rol van het methaan als inhibitieur, hebben zij een grensontploffingswaarde (P_2) bepaald die in goede overeenstemming is met de proeven.

Vervolgens wordt aangetoond dat de theorieën volgens dewelke de ontploffing te wijten zou zijn aan een proces van kettingreacties met ontaardende vertakkingen, niet steekhoudend blijkt in het domein van de ontvlaming bij lage druk.

Daarentegen bestaat er boven de bovenste grens P_3 geen enkele fundamentele opwerking tegen deze theorieën.

(1) Deze studie valt in het kader der opzoekingen die sinds 1938 aan onze Dienst voor Wetenschappelijke Navorsingen werden toevertrouwd.

Zij kon doorgevoerd worden dank zij de geldelijke hulp van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenijverheid.

Een belangrijke toelage van dit organisme heeft ons namelijk in de mogelijkheid gesteld wetenschappelijk materiaal van eerste gehalte aan te kopen, dat ons zal toelaten in de komende jaren onze kennissen over het mechanisme van de verbranding van het methaan, verder uit te breiden.

Wij nemen deze gelegenheid te baat om de uitdrukking van onze erkentelijkheid aan onze collega de Hr. J. Venter, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenijverheid en aan zijn Beheerraad te hernieuwen.

RESUME.

Dans ce travail, nous montrons que le mécanisme d'inflammation aux basses pressions des mélanges de méthane et d'oxygène, dont la teneur en oxygène est supérieure à 65 %, est identique à celui des mélanges oxyhydriques.

Nous arrivons à cette conclusion en nous basant sur les faits suivants :

- 1) Au moment où la flamme apparaît dans un mélange de composition initiale $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, il n'y a pratiquement plus de méthane présent. Celui-ci a été consommé durant la période d'induction et l'explosion se déclenche dans un milieu dont la composition est approximativement la suivante : CH_4 : 5,7 %; CO : 14,8 %; H_2 : 2,9 %; O_2 : 17,2 %; CO_2 : 10 %; H_2O : 50 %.
- 2) Les mélanges contenant moins de 65 % d'oxygène ne présentent plus qu'une seule limite d'inflammation.
- 3) L'azote exerce la même influence sur la seconde limite d'inflammation du méthane que sur celle de l'hydrogène.
- 4) En tenant compte de la composition réalisée au moment de l'inflammation et en appliquant la formule empirique donnant l'action des gaz inertes sur la limite P_2 des mélanges oxyhydriques, on peut calculer la limite P_2 des mélanges méthane + oxygène et l'on trouve ainsi des valeurs en bon accord avec l'expérience.
- 5) Durant la période d'induction, le méthane joue un double rôle, celui de producteur de CO et de H_2 , déjà signalé, et celui d'inhibiteur. Ce n'est qu'au moment où celui-ci est pratiquement transformé que la flamme peut s'établir.
- 6) A partir des mécanismes actuellement admis pour la combustion du méthane, de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone et de la réaction $\text{CH}_4 + \text{O} = \text{CH}_2 + \text{H}_2\text{O}$ qui, selon nous, tient compte de l'effet inhibiteur du méthane, nous avons pu établir une condition limite d'explosion (P_2) en bon accord avec l'expérience.

Il est montré ensuite que les théories selon lesquelles l'explosion serait due au développement d'un processus en chaînes à ramifications dégénérées, sont insoutenables dans le domaine d'inflammation aux basses pressions.

Par contre, au-dessus de la limite supérieure P_3 , il n'y a aucune objection fondamentale contre ces théories.

(*) Cette étude rentre dans le cadre de celles confiées depuis 1958 à notre Service de Recherches Scientifiques.

Elle a pu être poursuivie grâce à l'aide pécuniaire de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière.

Une subvention importante de cet organisme nous a permis notamment de faire l'achat d'un matériel scientifique de premier ordre, qui nous permettra dans les années à venir d'étendre nos connaissances sur le mécanisme de la combustion du méthane.

Nous saisissons cette occasion pour renouveler l'expression de notre gratitude à notre collègue M. J. Venter, Directeur d'Inichar et à son Conseil d'Administration.

J. FRIPIAT,
Directeur de l'I.N.M.

INTRODUCTION.

Neumann et Serbinoff (1) ont montré que les mélanges de méthane et d'oxygène présentent trois pressions limites d'inflammation lorsque la teneur en combustible est comprise entre 2,5 et 57 %. Les trois limites se rejoignent pour former une courbe en S, délimitant aux basses pressions un domaine d'inflammation ayant la forme d'une péninsule dont la pointe est dirigée vers les températures décroissantes (Fig. 1). Pour une température donnée T, l'explosion ne peut avoir lieu que si la pression est comprise entre deux valeurs P_1 et P_2 ou est supérieure à une troisième valeur critique $P_3 > P_2$, au delà de laquelle il y a inflammation quelle que soit la pression.

A cet égard, le méthane semble se comporter comme l'hydrogène, l'oxyde de carbone, l'hydrogène phosphoré, etc., gaz pour lesquels on a également observé le phénomène des trois limites d'inflammation, qui s'explique alors par l'existence d'un mécanisme en chaînes ramifiées.

Mais l'analogie entre le méthane et les combustibles cités plus haut n'est que superficielle, car, contrairement à ce que l'on observe pour ces derniers, les explosions de méthane et d'oxygène sont précédées aux faibles pressions d'une période d'induction considérable. Durant celle-ci, il se forme, comme Sadownikow (2) l'a montré le premier, des quantités importantes d'oxyde de carbone, et Semenoff (3) fit remarquer que la péninsule du domaine d'inflammation serait plutôt due à l'oxyde de carbone qu'au méthane.

Les résultats de Sadownikow furent confirmés plus tard par Garner et Ham (4), qui ont étudié l'oxydation du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ à la température de 670°C et aux pressions comprises entre P_1 et P_2 . Par des analyses effectuées sur le mélange en réaction, ces auteurs ont mis en évidence que la majeure partie du gaz combustible, présent immédiatement avant l'apparition de la flamme, était constituée d'oxyde de carbone et d'hydrogène. L'en-

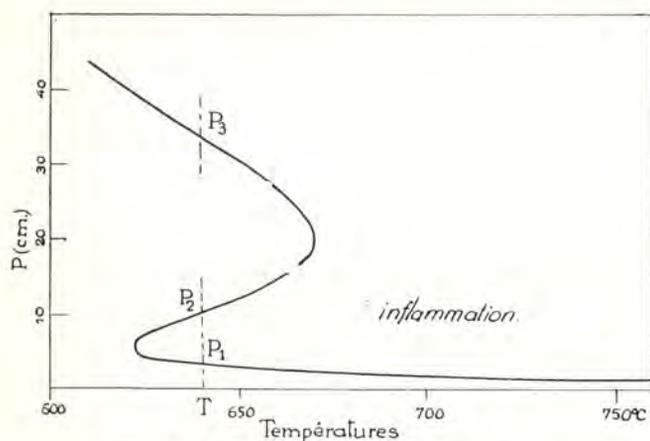


Fig. 1. — Domaine d'inflammation spontanée du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$. (Neumann et Serbinoff.)

registrement de la pression semblait d'autre part indiquer que la réaction explosive se déclenchait au moment où la vitesse d'oxydation globale atteignait son maximum. Cette dernière constatation amena les auteurs à la conclusion que la flamme était amorcée par la combustion lente qui la pré-

cède. Nous le verrons par la suite, cette hypothèse ne permet pas de donner une explication satisfaisante à l'existence de la limite P_2 .

Nous avons d'ailleurs constaté récemment (5) que la flamme n'apparaissait pas toujours au moment où la combustion lente atteignait son maximum de vitesse, mais bien souvent un certain temps après celui-ci. Tel était le cas pour le mélange ($\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 + 8\text{N}_2$) aux environs de sa température d'inflammation. Ceci semblait indiquer que l'origine de la flamme n'était liée d'aucune manière à une vitesse critique de réaction bien définie, mais dépendait plutôt de la composition atteinte par le mélange immédiatement avant l'explosion; P_1 et P_2 seraient alors simplement les limites caractéristiques des mélanges mixtes d'oxyde de carbone et d'hydrogène, dilués dans une atmosphère composée principalement de vapeur d'eau et d'anhydride carbonique.

Si cette interprétation pouvait paraître évidente à première vue, il fallait toutefois pour la justifier répondre à l'objection suivante : pourquoi le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ n'explose-t-il pas dès que la pression partielle de l'oxyde de carbone, formé durant la période d'induction, dépasse sa première pression limite d'inflammation ? Afin d'éclaircir ce point, de nouvelles expériences étaient nécessaires.

I. — LES LIMITES D'INFLAMMATION.

Les limites d'inflammation ont été déterminées par introduction rapide des gaz dans un récipient vidé au préalable et maintenu à une température constante (méthode du pyromètre).

1) Appareillage.

L'appareil utilisé à cette fin est représenté schématiquement par la figure 2. Il est le même en principe que celui déjà décrit dans un travail antérieur (5). Il comprenait essentiellement une chambre de réaction en quartz, une jauge de pression et un réservoir servant à préparer les mélanges gazeux.

Les tubulures de jonction de ces différents organes étaient en verre capillaire afin de pouvoir résister aux explosions qui se propageaient avec violence dans les parties froides de l'appareil lorsque la pression était supérieure à 30 cm.

A ce propos, signalons que l'explosion ne donnait jamais lieu à l'onde de choc à l'intérieur de la cellule elle-même. L'onde de choc ne se développait que dans les tubulures extérieures, l'effort maximum s'exerçant à leurs extrémités; lorsque l'appareil était brisé, c'était, soit en r_2 , soit à la jauge de pression. On remédiait à cet inconvénient en soudant latéralement un long capillaire très épais, destiné à recevoir le choc. Dans ces conditions, l'appareil résistait facilement aux explosions provoquées aux pressions inférieures à 50 cm. En dessous de 20 cm, la flamme ne se propageait plus dans le capillaire, elle venait mourir un peu avant la sortie du four à l'endroit du joint quartz-pyrex reliant la cellule à l'appareil.

La chambre de réaction était maintenue à une température constante, à un degré près, au moyen

d'un four réglé automatiquement. Sa température était relevée au moyen d'un thermocouple, fréquemment étalonné par comparaison avec un thermomètre à gaz.

La jauge de pression était constituée par une membrane en verre mince, soudée dans un tube pouvant communiquer à la branche intérieure de la membrane par le robinet r_2 . Les déformations de la membrane étaient enregistrées au moyen d'un petit miroir qui projetait un spot lumineux sur du papier sensible enroulé sur un tambour tournant.

Telle qu'elle était montée, la jauge pouvait servir à mesurer, soit la pression totale, soit directement la variation de pression accompagnant la transformation.

Dans le premier cas, r_2 restait constamment fermé au cours des différentes manipulations que comportait une expérience.

Dans le second cas, r_2 était ouvert pendant l'introduction des gaz qui pénétraient à la fois dans les deux branches de la jauge. Quelques secondes après cette opération, on fermait r_2 . Les déplacements du spot lumineux donnaient alors les variations de pression subies à partir de l'instant initial.

Nous avons utilisé des jauges de sensibilités très différentes suivant les variations de pression à mesurer. Dans tous les cas, leurs déviations étaient proportionnelles à la pression, à condition que le tambour enregistreur fût placé à plus de deux mètres du miroir. La plus sensible donnait une déviation de 6 cm environ par cm de Hg. Aux pressions supérieures à 12 cm de Hg, le choc subi au moment de l'explosion devenant trop violent, cette jauge était remplacée par une autre moins sensible, mais plus robuste, donnant 1 à 2 mm par cm de Hg.

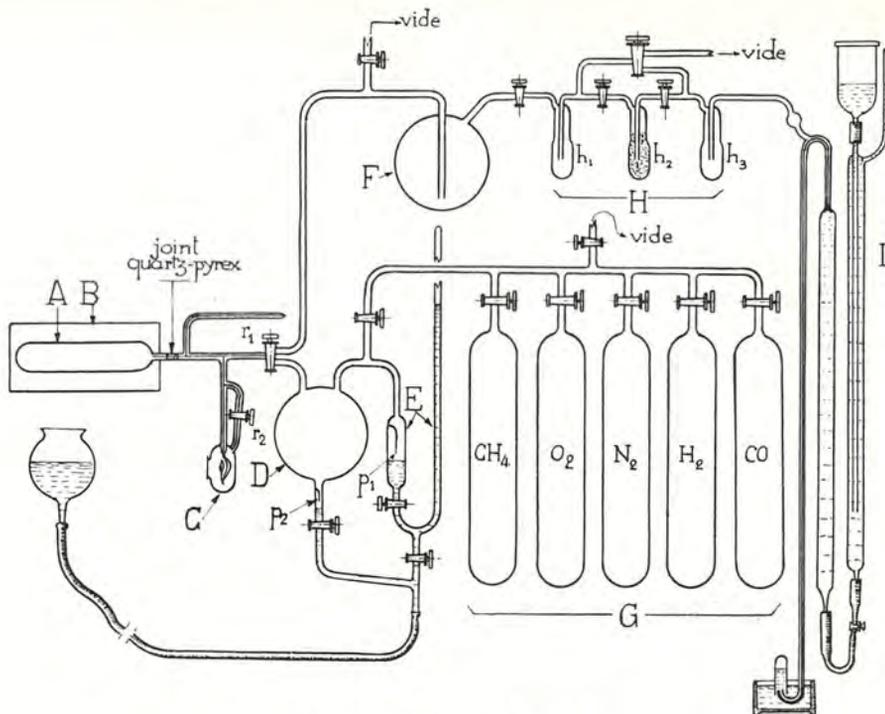


Fig. 2. — Schéma de l'appareil.

- A : Récipient de mesure en quartz;
 B : Four;
 C : Jauge de pression;
 D : Réservoir;
 E : Manomètre à mercure;
 F : Volume de détente;
 G : Réservoirs à gaz;
 H : Appareil de fractionnement des gaz;
 h_1, h_2, h_3 condensateurs à air liquide (h_2 contient de la silice colloïdale);
 I : Pompe d'extraction à mercure.

Le premier mode d'enregistrement était généralement adopté lorsqu'on utilisait la jauge peu sensible, tandis que le second convenait mieux à la jauge sensible, car aux faibles pressions les retards à l'in-

flammation étaient très longs.

Les figures 3 et 4 reproduisent exactement à l'échelle les enregistrements obtenus suivant l'un et l'autre de ces deux modes opératoires.

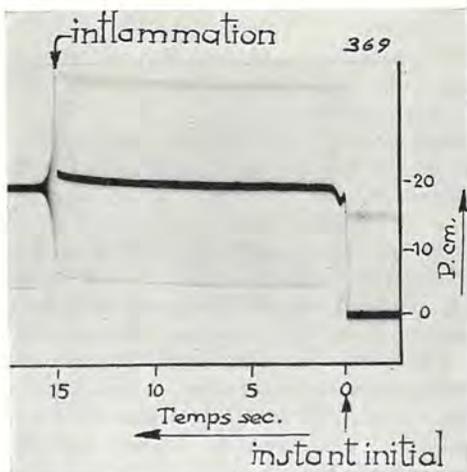


Fig. 3. — Enregistrement des variations de pression au cours du temps dans le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ à $T : 665^\circ\text{C}$ et pour une pression initiale $P_0 = 19,50$ cm Hg supérieure à $P_3 = 19$ cm Hg.

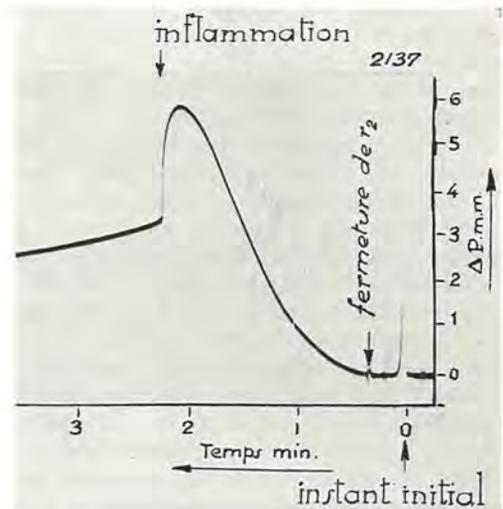


Fig. 4. — Enregistrement des variations de pression au cours du temps dans le mélange $5\text{CH}_4 + 9\text{O}_2$, $T : 651^\circ\text{C}$, $P_0 : 5,78$ cm compris entre P_1 et P_2 .

Dans la figure 3, le spot lumineux donne à chaque instant la pression régnant dans la chambre de réaction. Au moment de l'introduction des gaz, celle-ci passe en moins de $1/3$ de seconde, de O à P_0 . A partir de cet instant, la pression monte progressivement jusqu'au moment de l'inflammation, qui est indiqué par une interruption dans la courbe : l'indice subit alors une impulsion tellement rapide qu'il n'impressionne plus le papier sensible.

Dans la figure 4, le spot donne l'accroissement de pression à partir de l'instant initial. Les déplacements rapides et irréguliers que l'on observe au début de la courbe ne sont pas significatifs; ils sont dus simplement au fait que les gaz ne pénètrent pas également vite dans les deux branches du manomètre élastique. Ces perturbations ne durent d'ailleurs que quelques secondes et l'égalité de pression est vite rétablie. C'est alors que l'on ferme le robinet r_2 afin de séparer les deux branches. Cette opération est visible sur le diagramme où elle se manifeste par quelques vibrations.

La pression monte ensuite progressivement et passe par un maximum. Celui-ci dépassé, la pression baisse rapidement et bientôt l'on constate l'interruption caractéristique de l'explosion. La pente que l'on observe encore après l'explosion sera expliquée par la suite.

Les mélanges combustibles étaient préparés dans le réservoir D et les quantités de méthane et d'oxy-

gène qu'on y introduisait successivement étaient mesurées à l'aide du manomètre E.

Un système de pompes, comprenant une pompe rotative à huile et une pompe à diffusion à vapeur de mercure, montées en série, permettait d'obtenir un vide de 0,001 mm de Hg dans tout l'appareil.

2) Mode opératoire.

Une fois le mélange préparé, on réalisait le vide dans la cellule de réaction. On y introduisait ensuite les gaz et, 3 à 5 secondes après, lorsque l'équilibre de pression était atteint, on l'isolait à nouveau en fermant le robinet r_1 . On observait l'inflammation, soit directement, soit par le déplacement du spot lumineux et la jauge de pression. Lorsqu'il s'agissait de déterminer P_1 , les retards étant de l'ordre de plusieurs minutes et parfois de plusieurs heures, l'observation directe devenait trop pénible et l'on s'en référait à l'enregistrement. L'expérience terminée, on relevait la température du four et la pression régnant dans le réservoir. Cette dernière était évidemment égale à la pression initiale.

Si un essai avait donné lieu à l'inflammation, le suivant était effectué à une pression inférieure ou supérieure selon qu'il s'agissait de déterminer P_3 et P_1 , ou P_2 . On opérait ainsi de proche en proche jusqu'au moment où la limite était atteinte. Dans le tableau I, nous donnons un exemple de détermination des limites P_1 , P_2 et P_3 .

TABLEAU I.

Mélange $CH_4 + 2O_2$				
Pression cm Hg	Température centigrade	Observations	Retard inflammation secondes	Durée d'observation secondes
1,20	678°	+	1.167	1.167
1,12	id	+	1.386	1.386
1,09	id	+	1.497	1.497
1,00	id	+	1.677	1.677
0,96	id	+	1.820	1.820
0,94	id	+	2.075	2.075
0,90	id	—		2.520
$P_1 = 0,92$ cm Hg				
13,70	661°	—		205
11,79	id	—		240
10,50	id	—		250
9,10	id	+	68	68
9,80	id	+	69	69
10,05	id	—		240
$P_2 = 9,95$ cm Hg				
24,70	661°	—		44
26,86	id	+	7	7
25,80	id	+	8	8
23,60	id	—		50
24,88	id	+	10	10
24,29	id	+	11	11
$P_3 = 23,95$ cm Hg				
+ : Inflammation				
— : Non inflammation				

3) Résultats expérimentaux.

a) Reproductibilité.

Un de nos premiers objectifs fut de mettre au point une technique nous permettant d'obtenir des résultats reproductibles.

La détermination de la limite P_2 n'offre aucune difficulté, celle-ci étant indépendante des conditions de parois. Il n'en est pas de même des limites P_3 et P_1 que nous traiterons séparément.

La limite P_3 . — Le traitement à froid de la chambre de réaction ne semble avoir aucune influence. C'est au cours des essais que les modifications apparaissent. Dans une cellule fraîche, la limite est plus élevée que dans une cellule usagée. Ce n'est qu'après 10 à 20 explosions effectuées à la même température qu'elle atteint une valeur minimum fixe, plus ou moins reproductible. Si entre deux mesures successives on porte le récipient à une température supérieure à 800°C, la seconde détermination fournit des valeurs plus élevées, l'écart pouvant aller jusqu'à 15 %. En répétant un nombre suffisant d'explosions, la limite baisse cependant et retombe finalement à sa valeur initiale. Laisser entrer l'air dans la chambre avait un effet similaire à celui de la surchauffe, mais moins tenace, six explosions suffisant en général pour ramener le point à la bonne valeur.

Toutes ces variations acquièrent plus d'importance lorsque le mélange est plus riche en oxygène et lorsque la température est plus basse. C'est ainsi que, pour le mélange $\text{CH}_4 + 4\text{O}_2$, il devient bien difficile d'obtenir une limite tant soit peu définie en dessous de 580°C.

Ces constatations nous ont conduit à adopter une technique dont voici l'essentiel.

On commençait par déterminer P_3 à la température la plus basse à expérimenter. A cette fin, on effectuait un certain nombre d'explosions destinées à accommoder la cellule. Lorsque la limite avait atteint sa valeur minimum stable, on recherchait le point suivant correspondant à une température plus élevée. En allant ainsi vers les températures croissantes, la chambre restait « accommodée », et il n'était plus nécessaire de refaire plusieurs explosions avant de déterminer P_3 à la température suivante.

Les résultats obtenus de cette manière étaient satisfaisants, car en recommençant une nouvelle série de déterminations on retrouvait les anciennes valeurs de P_3 à 4 % près, tantôt par excès, tantôt par défaut.

La limite P_1 . — Cette limite est sensible au traitement à froid de la cellule de réaction. Le recouvrement de la paroi par un film de chlorure de sodium fournit des valeurs de P_1 plus élevées que celles obtenues dans un récipient neuf ou traité par un acide. Mais contrairement à ce que l'on observe pour P_3 , P_1 ne varie pas au cours de déterminations successives dans la même cellule.

A l'exception d'une seule, toutes nos séries de mesure ont donné pour P_1 des valeurs très faibles inférieures à 5 cm de Hg. La série d'expériences faisant exception, et dans laquelle P_1 était de 2 à 5 fois supérieur aux valeurs précédentes, a été

effectuée dans un récipient neuf n'ayant subi aucun traitement. Malgré de nombreuses tentatives, il nous a été impossible de reproduire ces résultats par la suite.

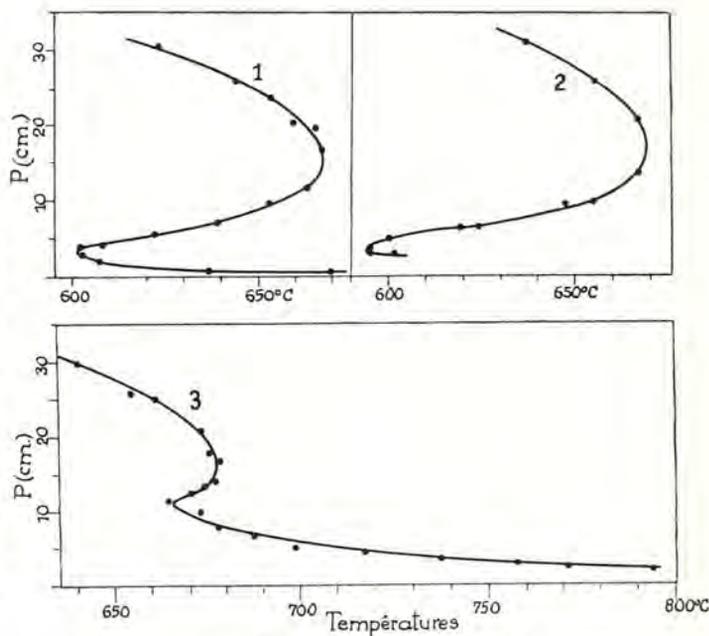


Fig. 5. — Influence de l'état de la paroi sur le domaine d'inflammation du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, dans un récipient en quartz : \varnothing 5,5 cm.

Volume 121 cc. Courbe 1 (traité à l'acide nitrique);
Courbe 2 (traité au mélange chromique);
Courbe 3 (non traité).

La figure 5 illustre les observations ayant fait l'objet de ces derniers paragraphes. Elle donne trois courbes en S relatives au mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ et déterminées dans le même récipient en quartz de 121 cm³ de capacité et de 5,5 cm de diamètre. La courbe 1 a été obtenue après lavage du récipient à l'acide nitrique et la courbe 2, après lavage au mélange chromique. On constate que pour ces deux séries les valeurs des limites sont sensiblement les mêmes. Ceci montre le genre de reproductibilité que l'on obtient en procédant comme indiqué plus haut. La courbe 3 a été obtenue dans le récipient neuf. On voit que P_2 et P_3 n'ont guère subi d'altérations; par contre, les valeurs de P_1 sont beaucoup plus élevées que dans les deux premiers cas.

La courbe donnée par Neumann et Serbinoff (1) est située entre nos deux courbes extrêmes.

b) Influence du diamètre.

Dans la figure 6, nous donnons les résultats de deux séries d'expériences effectuées dans des récipients de diamètre différent. Ces courbes n'ont pu être achevées vers les basses pressions car les retards à l'inflammation y devenaient extrêmement longs, plus de 1 heure à la pression de 1,5 cm. Nous avons toutefois pu constater qu'à 650°C la limite P_1 était inférieure à 1,5 cm dans les deux cas.

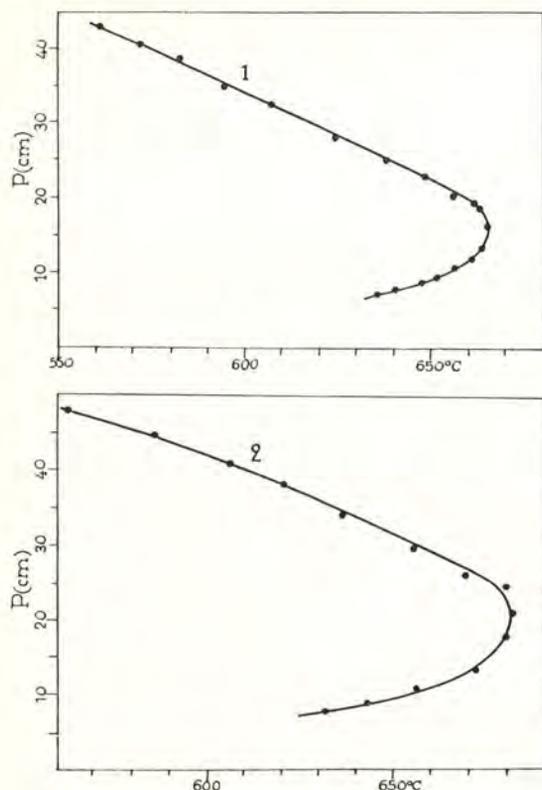


Fig. 6. — Influence du diamètre sur les limites P_2 et P_3 du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ (1) récipient \varnothing 4,6 cm; volume 272 cc. (2) récipient \varnothing 2,6 cm; volume 76 cc.

Le fait le plus saillant est ici la faible dépendance de P_2 à l'égard du diamètre. Quant à la limite P_3 , elle augmente quand diminue le diamètre, mais il n'a pas été possible d'établir une relation quantitative.

c) Influence de l'azote.

Les limites du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 + 8\text{N}_2$ (méthane + air) ont été définies dans trois séries de mesures différentes. La première et la deuxième série ont été effectuées dans les récipients de 4,6 et 2,6 cm de diamètre pour lesquels, rappelons-le, nous n'avons pu trouver P_1 . La troisième série a été accomplie dans le récipient neuf de 5,3 cm de diamètre ayant fourni pour P_1 le système de valeurs

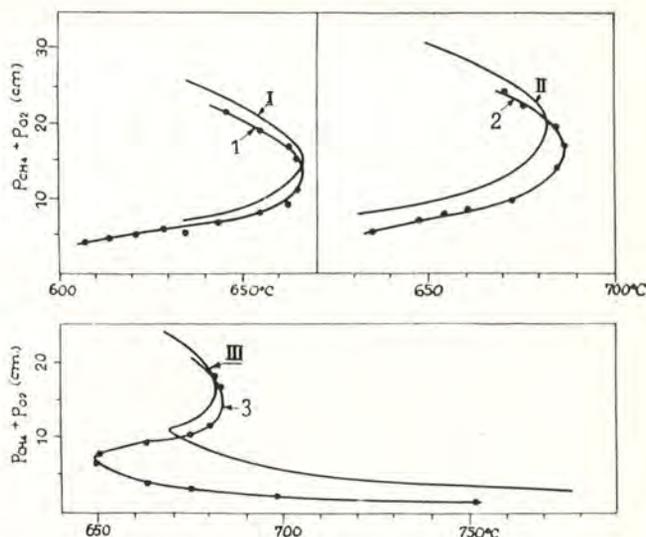


Fig. 7. — Influence de l'azote sur les limites P_2 et P_3

du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$.

Courbes 1, 2 et 5: $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 + 8\text{N}_2$.

Courbes I, II et III: $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$.

1, I dans récipient: \varnothing 4,6 cm; V: 276 cc.

2, II » » : \varnothing 2,6 cm; V: 76 cc.

5, III » » : \varnothing 5,3 cm; V: 121 cc.

élevées. Les résultats de ces expériences sont donnés par les courbes 1, 2 et 5 de la figure 7, où les ordonnées représentent la somme des pressions partielles de méthane et d'oxygène. En regard de chacune de ces courbes figurent celles — I, II, III — relatives au mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ auxquelles il faut les comparer.

En ce qui concerne P_3 et P_2 , l'azote agit simplement comme diluant n'ayant qu'une faible influence sur la position de ces limites. Nous verrons plus tard comment ces faits peuvent s'interpréter. Quant à la limite P_1 , déterminée dans la cellule moyenne, elle subit une diminution appréciable indiquant par là que le coefficient de recombinaison des centres actifs à la paroi était ici très élevé.

d) Influence de la composition du mélange.

Nous avons étudié quatre mélanges de composition légèrement différente et dont la teneur en mé-

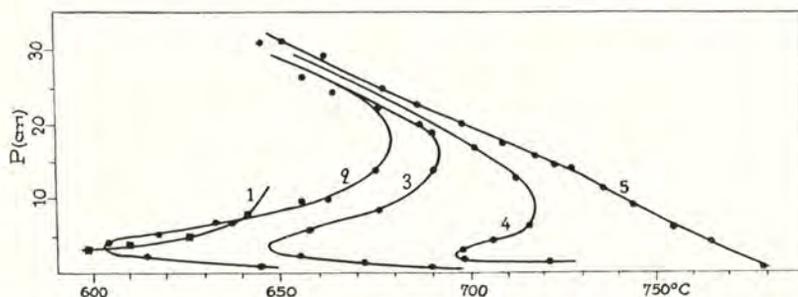


Fig. 8. — Domaine d'inflammation des mélanges :

1: 5 $\text{CH}_4 + 20\text{O}_2$

2: 5 $\text{CH}_4 + 10\text{O}_2$

3: 5 $\text{CH}_4 + 9\text{O}_2$

4: 5 $\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$

5: 5 $\text{CH}_4 + 8\text{O}_2$

Récipient: \varnothing 5,3 cm; V: 121 cc.

thane était comprise entre 55,5 et 58,5 % : $5\text{CH}_4 + 10\text{O}_2$, $5\text{CH}_4 + 9\text{O}_2$, $5\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$ et $5\text{CH}_4 + 8\text{O}_2$. Un autre mélange $5\text{CH}_4 + 20\text{O}_2$, beaucoup plus riche en oxygène, a également été examiné. Les résultats sont représentés par la figure 8. Ils ont été obtenus dans le récipient de 3,5 cm de diamètre après un traitement à l'acide nitrique.

On remarque que le mélange $5\text{CH}_4 + 8\text{O}_2$ ne présente plus qu'une seule pression limite d'inflam-

mation P_3 , les trois limites n'apparaissant que pour le mélange $5\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$. La péninsule des basses pressions s'avance de plus en plus vers les températures décroissantes au fur et à mesure que le mélange s'enrichit en oxygène. Cet effet est extrêmement sensible, car une différence de 1 % seulement dans la composition du mélange fait passer le sommet de la péninsule de 600 à 650°C.

II. — ANALYSE DES GAZ AU COURS DE LA REACTION.

Afin de pouvoir capter le mélange en voie de transformation, un ballon d'une capacité de 1 litre avait été soudé à l'une des branches du robinet à deux voies r_2 (Fig. 2).

Le ballon était relié d'autre part à un dispositif de fractionnement des gaz à basse température (6), permettant d'effectuer la séparation de ceux-ci en quatre groupes distincts :

- 1) H_2 (non condensé);
- 2) $\text{C}_2\text{H}_4 + \text{C}_2\text{H}_6$ (condensé à -210°C);
- 3) $\text{CO} + \text{CH}_4 + \text{O}_2$ (adsorbés par la silice colloïdale à -180°C);
- 4) $\text{CO}_2 +$ hydrocarbures supérieurs (condensés à -180°C).

Dans chaque groupe, l'analyse se poursuivait par les méthodes classiques usuelles, basées sur des combustions et des absorptions par les réactifs appropriés. Le condensat retenu à la température de -80°C et renfermant principalement de l'eau n'était pas analysé.

Les quantités de gaz mis en œuvre dans chaque expérience étaient déterminées à l'aide du réservoir D, dont le volume, lorsque le mercure affleurait aux pointes de verre p_1 et p_2 , était très exactement connu. On mesurait la pression et la température avant et après l'introduction du mélange dans la chambre de réaction et la quantité de gaz y ayant pénétré était donnée par différence.

Les progrès de la réaction étaient suivis au moyen de la jauge de pression. Au moment voulu, on manœuvrait rapidement le robinet r_1 afin d'amener les gaz dans le ballon de détente. La pression était ainsi réduite instantanément au dixième de sa valeur primitive et la réaction était pratiquement stoppée. Quelques instants après, tous les gaz, à l'exception de l'hydrogène, étaient condensés dans l'appareil de fractionnement. L'analyse portait donc sur la totalité de ceux-ci et donnait la composition exacte du mélange en réaction au moment de la détente.

Nous avons réalisé deux séries d'expériences dont les résultats sont consignés aux tableaux II et III.

TABLEAU II

Mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$			
	Avant explosion		Après explosion
	n° 37	n° 36	
Pression initiale en cm de Hg	8,60	8,61	8,60
Température	640°C	640°C	640°C
Captage du gaz après	64"	80"	96"
CH_4 mis en œuvre cm^3 (a)	5,09	5,14	5,15
O_2 mis en œuvre cm^3	6,24	6,35	6,37
Analyse :			
H_2 cm^3 (a)	0,51	0,51	0
CH_4 »	1,68	0,59	0,09
C_2H_6 »	0,08	0,05	0,05
CO »	1,05	1,56	0
CO_2 »	0,21	1,04	2,95
O_2 »	4,57	1,87	0,22
H_2O calculé (b)	2,29	5,28	6,40

(a) Ramené à 0° et 760 mm Hg.
 (b) L'eau est exprimée dans les mêmes unités que les gaz non condensables et a été déterminée par différence.

Dans la première série, relative au mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, la pression d'introduction était comprise entre P_1 et P_2 et l'explosion avait lieu 85'' après l'instant initial. Les analyses 37 et 36 donnent la composition des gaz au cours de la période d'induction et l'analyse 38 donne celle-ci après l'explosion.

On voit que durant la période d'induction le méthane subit une combustion lente donnant naissance à de l'hydrogène, de l'oxyde de carbone et de l'eau. L'hydrogène et l'oxyde de carbone instables, s'oxydent à leur tour avec formation d'eau et d'anhydride carbonique. Immédiatement avant l'apparition de la flamme, la composition du mélange s'établit comme suit : H_2 : 2,9 %; CH_4 : 5,7 %; C_2H_6 : 0,5 %; CO : 14,8 %; CO_2 : 9,9 %; O_2 : 17,8 %; H_2O : 50,2 %. La majeure partie du gaz combustible est donc de l'oxyde de carbone. L'hydrogène cependant jouera le rôle prépondérant dans le mécanisme d'inflammation, car, comme Norrish (7) l'a montré, le mécanisme d'inflammation des mélanges mixtes d'hydrogène et d'oxyde de carbone contenant plus de 2 mm d'hydrogène s'identifie avec celui de l'hydrogène pur.

L'analyse 38 montre que l'inflammation entraîne la combustion complète de tous les gaz, à l'exception du méthane contenu dans les tubulures capillaires.

Qualitativement, les résultats mentionnés ici sont en accord avec ceux de Garner et Ham, qui ont effectué une série d'analyses sur le même mélange à la température de 677°C et à la pression de 8 cm. Notre méthode a cependant permis de mettre en évidence la formation d'éthane, non renseignée auparavant. Toutefois en ce qui concerne le méthane

et l'oxygène, Garner et Ham (4) trouvent des valeurs supérieures aux nôtres avant et après explosion. Cette différence provient sans doute du fait que les analyses de ces expérimentateurs n'ont porté que sur une fraction des gaz mis en œuvre et que l'espace nuisible de leur récipient de mesure était beaucoup plus important dans leur appareil que dans le nôtre.

La seconde série d'analyses, effectuée sur le mélange $5\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$ et à la température de 680°C, est divisée en deux groupes. Dans le premier (expériences 41 et 42), la pression initiale est comprise entre P_1 et P_2 et dans le second (expériences 47 et 48), elle est supérieure à P_3 .

Dans chaque groupe, une analyse était effectuée, l'une immédiatement avant l'inflammation, l'autre immédiatement après celle-ci.

L'expérience 41 montre qu'au moment où la flamme apparaît dans ce mélange, la composition des gaz est analogue à celle que l'on observe pour le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$; mais l'explosion elle-même donne lieu (exp. 42) à une formation importante d'hydrogène. Le bilan de l'explosion s'établit comme suit :

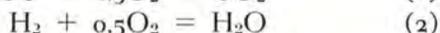
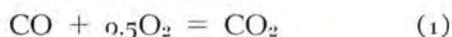
Gaz consommés		Gaz formés	
CO :	0,75 cm^3	H_2 :	0,34 cm^3
CH_4 :	0,47 »	CO_2 :	1,29 »
O_2 :	1,33 »	H_2O :	0,62 »
C_2H_6 :	0,04 »		

TABLEAU III

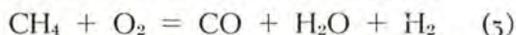
	Mélange $5\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$			
	Avant explosion n° 41	Après explosion n° 42	Avant explosion n° 47	Après explosion n° 48
Pression initiale cm Hg	6,91	6,94	14,51	14,51
Température	680°C	680°C	681°C	681°C
Captage des gaz après	42''	45''	12''	16''
CH_4 mis en œuvre cm^3 (a) ...	2,746	2,66	5,68	5,674
O_2 mis en œuvre cm^3 (a)	4,774	4,64	9,80	9,786
Analyse :				
H_2 cm^3 (a)	0,32	0,66	0,39	1,62
CH_4 »	0,54	0,07	3,52	0,15
C_2H_6 »	0,07	0,03	0,13	0,02
CO »	1,31	0,56	1,48	1,66
CO_2 »	0,52	1,81	0,16	3,72
O_2 »	1,56	0,23	7,04	0,36
H_2O calc. (b)	3,85	4,47	3,36	9,64
(a) Ramené à 0° et 760 mm Hg.				
(b) L'eau est exprimée dans les mêmes unités que les gaz non condensables à la température ordinaire et a été déterminée par différence.				

Ce bilan suggère que la succession des événements dans la flamme est la suivante :

1) Inflammation de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène par un mécanisme qui sera discuté plus loin, suivant les réactions globales :



2) Cette inflammation entraîne celle du méthane avec formation d'hydrogène selon l'équation :



3) Lorsque l'oxygène est en défaut, c'est de l'importance relative des réactions (1), (2) et (5) que dépend la composition finale, mais si celui-ci est

en excès, l'inflammation entraîne la combustion complète de tous les gaz.

Au-dessus de P_3 , les phénomènes paraissent être entièrement différents. Ici, la période d'induction est relativement courte et l'explosion a lieu (Exp. 47) dans un milieu contenant comme gaz combustible principalement le méthane. C'est donc à ce dernier que l'on doit imputer l'origine de la flamme. La succession des événements est cette fois inversée et l'on aura :

1) Inflammation du méthane suivant un mécanisme encore mal défini, mais où les effets thermiques de la combustion lente jouent certainement un rôle.

2) Inflammation induite du CO et de l'hydrogène formés dans la flamme.

III. — INHIBITION DES FLAMMES D'OXYDE DE CARBONE ET D'HYDROGENE PAR LE METHANE.

Tous les résultats expérimentaux relatés jusqu'ici conduisent logiquement à cette conclusion simple que la péninsule du domaine d'inflammation du méthane aux basses pressions est due à l'inflammation de l'oxyde de carbone.

Pour admettre définitivement cette hypothèse, il faut toutefois répondre à une objection que nous avons déjà soulevée et dont on comprendra clairement la signification par l'examen des courbes 1 et 2 de la figure 9.

Ces courbes donnent les variations de la pression au cours de deux expériences effectuées sur le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, respectivement aux pressions de 2 cm et 3,35 cm de Hg comprises entre P_1 et P_2 . L'augmentation de pression est ici égale, en première approximation, à la pression partielle d'oxyde de carbone formé. Si l'on admet que la seule cause

de l'inflammation est la formation d'oxyde de carbone, on ne comprend pas pourquoi les pressions partielles de ce gaz, au moment de l'explosion, sont si différentes dans les deux expériences considérées. Il semblerait logique, ou bien qu'il n'y ait pas eu d'explosion dans la première expérience, ou bien que celle-ci se soit produite dans la seconde à l'endroit marqué d'une flèche.

Par ailleurs, on constate que l'inflammation a lieu très tardivement dans les deux cas, sans doute quand la majeure partie du méthane est transformée. Ceci suggère immédiatement que le méthane inhibe la combustion de l'oxyde de carbone. Nous avons soumis ce point à une vérification expérimentale directe qui nous a donné des résultats nettement positifs.

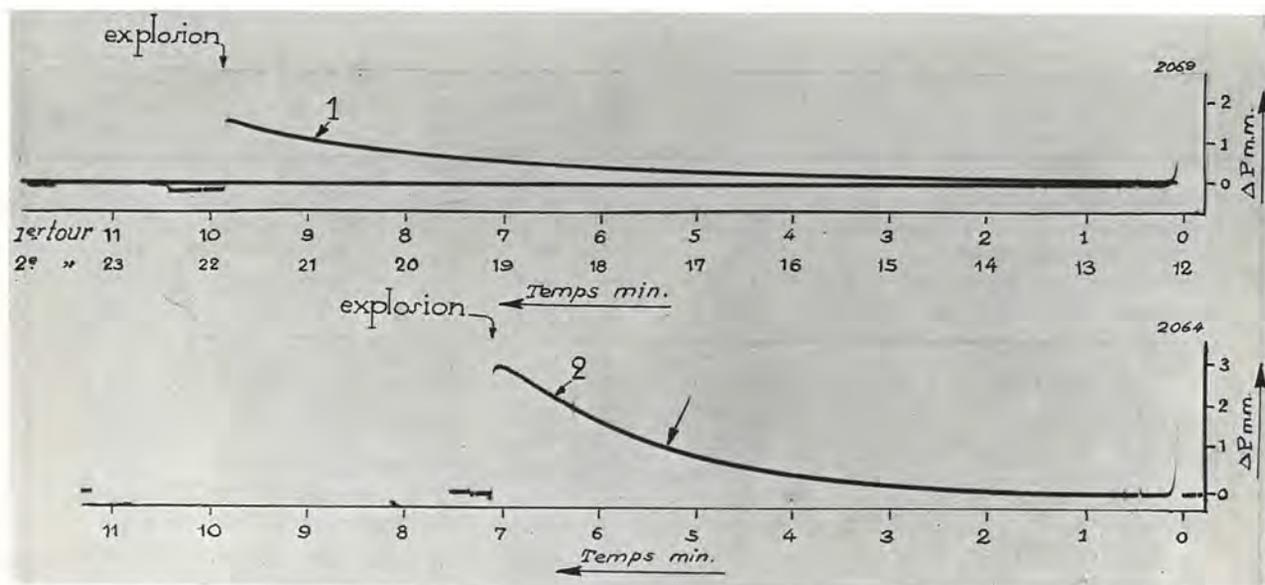


Fig. 9. — Variations de pression au cours du temps dans le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ entre P_1 et P_3 à 656°C .

Courbe 1. $P_0 = 2,00$ cm Hg

Courbe 2. $P_0 = 3,35$ cm Hg

A cet effet, on a préparé un mélange théorique $2\text{CO} + \text{O}_2$ pour lequel on a d'abord recherché la limite inférieure d'inflammation. Celle-ci était de 1,27 cm à 663°C . Au-dessus de cette limite, c'est-à-dire dans la péninsule d'inflammation de l'oxyde de carbone, la flamme apparaissait sans retard dès l'introduction des gaz dans la chambre de réaction.

On a ensuite préparé les deux mélanges suivants :

- 1) $6\text{CO} + 1\text{CH}_4 + 5\text{O}_2$;
- 2) $6\text{CO} + 2\text{CH}_4 + 7\text{O}_2$.

En introduisant ceux-ci dans le récipient de mesure, sous une pression comprise entre les limites d'inflammation P_1 et P_2 de l'oxyde de carbone, nous avons constaté qu'ils ne s'enflammaient pas immédiatement. Il existait un certain retard d'autant plus grand que la concentration en méthane était plus élevée et la température plus basse.

Dans le tableau IV, on trouvera le détail de ces expériences. Comme le montre l'enregistrement de la figure 10, la pression reste pratiquement constante pendant toute la période d'induction, indiquant par là que le méthane inhibe également l'oxydation lente. Un peu avant l'explosion, la pression monte

légèrement. C'est l'indice d'une combustion partielle du méthane avec formation de CO.

L'inflammation des mélanges oxyhydriques est également inhibée par le méthane. Le tableau V le montre clairement.

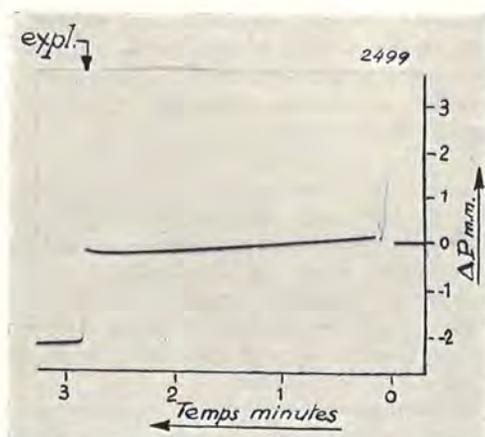


Fig. 10. — Variations de pression au cours du temps dans le mélange $6\text{CO} + 1,5\text{CH}_4 + 6\text{O}_2$
T : 589°C P_0 : 1,38 cm Hg.

TABLEAU IV
Inhibition de la flamme d'oxyde de carbone par le méthane.

Mélange	Pression	Température	Retard à l'inflammation
$2\text{CO} + \text{O}_2$	5,00	663°C	0
	4,25	id	0
	2,65	id	0
	2,00	id	0
	1,67	id	0
	1,36	id	0
$6\text{CO} + 1\text{CH}_4 + 5\text{O}_2$	1,27 limite P_1	id	Non inflammation
	4,30	659°C	4"
	4,12	id	2"
	3,96	id	2" 2/5
	3,80	id	2" 2/5
	3,60	619°C	5"
$6\text{CO} + 2\text{CH}_4 + 7\text{O}_2$	3,47	id	5"
	4,33	662°C	20"
	4,15	id	21"
	3,98	id	22"
	3,79	id	21"
	3,62	id	23"
3,46	id	22"	

TABLEAU V
Inhibition de la flamme d'hydrogène par le méthane.

Mélange	Pression (cm)	Température	Observations
$2\text{H}_2 + \text{O}_2$	3,90 à 0,55	630°C	Inflammation sans retard
$2\text{H}_2 + \text{O}_2 + 0,33\text{CH}_4$	2,99	630°C	Non inflammation
	2,66	id	id
	3,15	id	id

IV. — DISCUSSION DES RESULTATS ET INTERPRETATION THEORIQUE.

Dans ce chapitre, il sera uniquement question des limites P_1 et P_2 ; nous n'aborderons pas le problème complexe et encore mal défini de la limite supérieure P_3 .

L'ensemble de nos résultats nous permet, dès à présent, de décrire les phénomènes ayant lieu lors d'une explosion de méthane dans le domaine d'inflammation aux basses pressions. Ceux-ci se déroulent en deux étapes :

1) Période d'induction : Durant celle-ci, le méthane subit une combustion lente donnant naissance à de l'eau, de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone. Ces deux derniers gaz s'oxydent ensuite avec formation d'eau et d'anhydride carbonique. Normalement, lorsque la pression partielle d'hydrogène ou d'oxyde de carbone dépasse une certaine valeur, la flamme devrait apparaître, mais celle-ci est inhibée par le méthane.

2) Inflammation : Lorsque la majeure partie du méthane est consommé, l'explosion se déclenche, si la pression est comprise entre P_1 et P_2 . Les limites P_1 et P_2 s'identifient de la sorte avec les limites des mélanges $xH_2 + yCO + zO_2$, dilués dans une atmosphère de vapeur d'eau (50 %), d'anhydride carbonique et d'un peu de méthane.

Le problème ainsi posé, nous allons examiner comment ces divers phénomènes peuvent s'interpréter à la lumière des mécanismes actuellement admis pour l'oxydation du méthane, de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène (*).

1) Période d'induction. - Combustion simultanée du méthane, de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène.

Ces combustibles ont déjà fait l'objet de recherches antérieures, aux températures comprises entre 400 et 450°C et aux pressions voisines de 76 cm. La combustion des mélanges (CH_4 , CO , O_2) a été étudiée par l'un de nous (5) et celle des mélanges (H_2 , CO , O_2 , CH_4) par M. Van Meerssche (8) et A. Van Tiggelen et ses collaborateurs (14).

Nous nous proposons d'examiner si les résultats obtenus à 450°C restent valables aux températures réalisées dans nos expériences actuelles, c'est-à-dire entre 610 et 700°C.

Contrairement à ce que l'on pourrait penser de prime abord, les lois régissant ces combustions simultanées sont en réalité très simples. La raison en est que certains centres actifs sont communs aux chaînes droites d'oxydation du CH_4 , du CO et de l' H_2 . De ce fait, des liens sont créés entre les diverses combustions, qui s'expriment lorsque la réaction est stationnaire par des équations indé-

pendantes du temps, reliant entre elles les concentrations des corps en réaction. C'est la détermination expérimentale de ces équations de liaison qui permettra finalement d'établir le degré de parenté entre les diverses chaînes réactionnelles.

Une autre loi simple que l'on rencontre dans ces combustions, est que leur cinétique globale est régie par le composé le plus réactionnel.

C'est ainsi qu'à la température de 450°C, où les mélanges de ($CO + O_2$) sont parfaitement stables, la vitesse d'oxydation du CO en présence de CH_4 est proportionnelle à la vitesse d'oxydation du CH_4 , laquelle n'est pas influencée appréciablement par l'oxyde de carbone.

Dans la combustion simultanée du méthane, de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone, le méthane de nouveau impose sa cinétique à la réaction globale, tandis que dans la combustion simultanée de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone, celle-ci est régie par l'hydrogène.

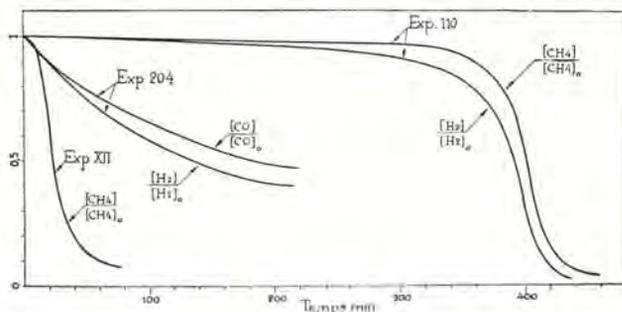


Fig. 11. — Combustions simultanées du méthane, de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène.

Exp. XII : $CH_4 + 2O_2$ P_0 : 50 cm Hg; T : 454°C.

Exp. 204 : $H_2 + CO + O_2$ P_0 : 69 cm Hg; T : 458°C.

Exp. 110 : $CH_4 + H_2 + 2O_2$ P_0 : 70 cm Hg; T : 447°C.

M. Van Meersche (8).

Ces faits sont illustrés par la figure 11 où sont consignés les résultats de trois expériences effectuées dans des conditions comparables, l'expérience XII se rapportant au mélange $CH_4 + 2O_2$, l'expérience 110 au mélange $H_2 + CH_4 + 2O_2$ et l'expérience 204 au mélange $H_2 + CO + O_2$.

Dans l'expérience 110, on constate que les vitesses de combustion du méthane et de l'hydrogène varient parallèlement l'une à l'autre. Si l'on ne considère pas la période d'induction pendant laquelle la combustion est considérablement influencée par l'hydrogène, ces vitesses sont comparables à celle que l'on observe dans l'expérience XII en l'absence d'hydrogène. D'autre part la comparaison de l'expérience 110 à l'expérience 204 montre la profonde modification que subit l'oxydation de l'hydrogène, lorsqu'on ajoute du méthane à ce gaz. Enfin dans l'expérience 204, on constate que l'oxyde de carbone normalement stable à 450°C s'oxyde parallèlement à l'hydrogène.

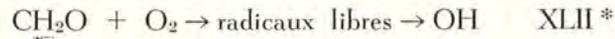
Ce comportement est la conséquence du fait que le corps le plus réactionnel, ici le CH_4 , est celui

(*) Le lecteur trouvera d'excellents exposés sur le mécanisme de ces réactions dans les ouvrages suivants : (5) Semenov : « Chemical Kinetics and Chain Reactions », Oxford Clarendon Press, 1935. - (9) Prettre : « Réactions en chaînes », Hermann, 1936. - (10) Jost : « Explosion and Combustion Processes in Gases », McGraw, Hill, 1946. - (11) Lewis et Von Elbe : « Combustion, Flames and Explosions », Academic Press, 1951.

qui joue le rôle le plus important dans l'initiation des centres actifs.

Comme la plupart des processus naturels d'initiation celui relatif à la combustion du méthane reste extrêmement obscur. Ce que l'on sait à ce sujet, c'est que l'aldéhyde formique ne doit pas être étranger à ce processus. Ce corps jouerait à la fois le rôle d'initiateur et de premier intermédiaire dans les étapes successives de la combustion, d'où l'allure autocatalytique de la réaction.

C'est l'action de l'oxygène sur la formaldéhyde, primitivement formée par une réaction obscure de paroi, qui fournirait les premiers radicaux libres nécessaires à l'établissement des chaînes et dont le principal est le radical OH :

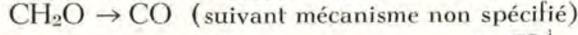
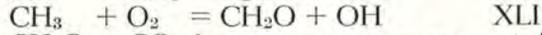
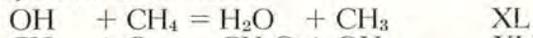


Les chaînes peuvent dès lors se développer normalement et, en tenant compte des mécanismes probables de l'oxydation du méthane, de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène, on peut admettre pour la combustion simultanée de ces trois gaz à 450°C la suite de réactions :

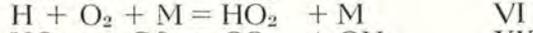
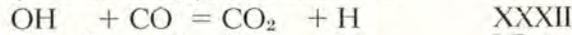
Initiation :



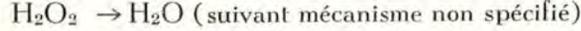
Oxydation du méthane :



Oxydation de l'oxyde de carbone :



Oxydation de l'hydrogène :



Rupture :



Ce mécanisme est incomplet, car nous avons omis de spécifier les réactions de transformations ultérieures de l'aldéhyde formique et de l'eau oxygénée, premiers intermédiaires stables des combustions du méthane et de l'hydrogène. Nous supposons que ces réactions, encore mal connues et donnant naissance finalement à de l'oxyde de carbone, de l'eau et de l'hydrogène, ne modifient pas appréciablement les concentrations stationnaires des radicaux libres. Nous négligeons également les réactions de destruction des radicaux OH, H et CH₃ aux parois, car on sait que leur vie moyenne est relativement courte par rapport à HO₂ qui, de ce fait, devient le principal véhicule de la rupture des chaînes. Enfin, nous admettons que la

concentration des radicaux est uniforme dans tout le volume de réaction.

Malgré ces simplifications, le mécanisme proposé rend bien compte des principaux caractères cinétiques de la réaction entre 400 et 450°C.

Notamment l'effet inhibiteur de l'hydrogène pendant la période d'induction s'explique par la réaction I qui consomme sans les restituer les radicaux OH nécessaires à la formation d'aldéhyde formique. Au début de la transformation, l'initiation des centres sert donc principalement à alimenter les chaînes d'oxydation de l'hydrogène VI et XI, au détriment de celles du méthane donnant naissance à l'aldéhyde formique. Ceci s'observe dans l'expérience 110 de la figure 11 où l'on voit que l'hydrogène commence à brûler avant le méthane.

Lorsque l'oxyde de carbone apparaît, les radicaux OH consommés par la réaction I ne sont plus entièrement perdus, car une fraction de ceux-ci est restituée à la phase gazeuse par le jeu des réactions VI et XXXIII. A partir de ce moment, l'inhibition s'atténue de plus en plus et les trois combustions se poursuivent parallèlement.

Le schéma proposé plus haut permet de calculer théoriquement les vitesses de transformation du méthane, de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène. Celles-ci sont données par les équations :

$$-\frac{d[\text{CH}_4]}{dt} = k_{40} [\text{CH}_4] [\text{OH}] \quad (1)$$

$$-\frac{d[\text{CO}]}{dt} = k_{32} [\text{CO}] [\text{OH}] + k_{33} [\text{CO}] [\text{HO}_2] - k_{40} [\text{CH}_4] [\text{OH}] \quad (2)$$

$$-\frac{d[\text{H}_2]}{dt} = k_{11} [\text{H}_2] [\text{HO}_2] + k_1 [\text{H}_2] [\text{OH}] \quad (3)$$

où k_n est la constante de vitesse de la réaction n et où les symboles entre crochets représentent les concentrations moléculaires.

Les concentrations stationnaires de OH et HO₂ se déduisent du système d'équations :

$$\frac{d[\text{OH}]}{dt} = 0 = \text{I} + k_{41} [\text{O}_2] [\text{CH}_3] + k_{33} [\text{CO}] [\text{HO}_2] - k_{40} [\text{CH}_4] [\text{OH}] - k_{32} [\text{CO}] [\text{OH}] - k_1 [\text{H}_2] [\text{OH}]$$

$$\frac{d[\text{CH}_3]}{dt} = 0 = k_{40} [\text{CH}_4] [\text{OH}] - k_{41} [\text{O}_2] [\text{CH}_3]$$

$$\frac{d[\text{HO}_2]}{dt} = 0 = k_6 [\text{O}_2] [\text{M}] [\text{H}] - k_{33} [\text{CO}] [\text{HO}_2] - k_{11} [\text{H}_2] [\text{HO}_2] - K_{12} [\text{HO}_2]$$

$$\frac{d[\text{H}]}{dt} = 0 = k_{32} [\text{CO}] [\text{OH}] + k_1 [\text{H}_2] [\text{OH}] + k_{11} [\text{H}_2] [\text{HO}_2] - k_6 [\text{O}_2] [\text{M}] [\text{H}]$$

(*) Les réactions élémentaires sont ici numérotées de la même façon que dans l'ouvrage « Combustion, Flames and Explosions », de Lewis et Von Elbe.

où I représente la vitesse d'initiation des centres et $K_{12}[\text{HO}_2]$ leur vitesse de rupture.

La résolution de ce système donne pour $[\text{OH}]$ et $[\text{HO}_2]$ les valeurs suivantes :

$$[\text{OH}] = \frac{I}{K_{12}} \frac{K_{12} + k_{33}[\text{CO}]}{k_1[\text{H}_2] + k_{32}[\text{CO}]} \quad (4)$$

$$[\text{HO}_2] = \frac{I}{K_{12}} \quad (5)$$

La vitesse de combustion du méthane étant proportionnelle à $[\text{OH}]$, l'effet inhibiteur de l'hydrogène durant la période d'induction se manifeste ici par le terme $k_1[\text{H}_2]$ figurant au dénominateur du second membre de l'équation (4).

Lorsque $[\text{CO}]$ devient important, on peut négliger K_{12} et $k_1[\text{H}_2]$ vis-à-vis de $k_{33}[\text{CO}]$ et $k_{32}[\text{CO}]$ et l'on obtient pour $[\text{OH}]$ une valeur directement proportionnelle à $[\text{HO}_2]$:

$$[\text{OH}] = \frac{k_{33}}{k_{32}} \frac{I}{K_{12}} \quad (6)$$

Dans ce cas limite où l'on remarque que l'inhibition par l'hydrogène n'apparaît plus, les chaînes sont très longues et l'hydrogène est principalement consommé par la réaction XI. La réaction I n'en consommerait plus qu'une faible fraction et n'aurait plus comme rôle essentiel que de créer le lien par lequel les chaînes de l'hydrogène sont apparentées à celles du méthane et de l'oxyde de carbone.

Substituons dans les équations (1), (2) et (3) les valeurs de $[\text{HO}_2]$ et de $[\text{OH}]$ données par (5) et (6). Il vient après remaniement des termes :

$$-\frac{d[\text{CH}_4]}{dt} = k_{40}[\text{CH}_4] \frac{I}{K_{12}}$$

$$-\frac{d[\text{CO}]}{dt} = 2k_{33}[\text{CO}] \frac{I}{K_{12}} - k_{40}[\text{CH}_4] \frac{I}{K_{12}}$$

$$-\frac{d[\text{H}_2]}{dt} = \left(k_{11} + \frac{k_1 k_{33}}{k_{32}} \right) [\text{H}_2] \frac{I}{K_{12}}$$

Dans ce système d'équations différentielles, le temps et I/K_{12} s'éliminent et l'on obtient, après intégration, des relations entre $[\text{CH}_4]$, $[\text{CO}]$ et $[\text{H}_2]$. En tenant compte des conditions aux limites, il vient pour les mélanges $(\text{CH}_4, \text{O}_2)$ et $(\text{CH}_4, \text{H}_2, \text{O}_2)$ les relations :

$$\frac{[\text{CO}]}{[\text{CH}_4]_0} = \frac{1}{\alpha - 1} \left(\frac{[\text{CH}_4]}{[\text{CH}_4]_0} - \frac{[\text{CH}_4]^2}{[\text{CH}_4]_0^2} \right) \quad (7)$$

$$\ln \frac{[\text{H}_2]}{[\text{H}_2]_0} = \beta \ln \frac{[\text{CH}_4]}{[\text{CH}_4]_0} \quad (8)$$

où l'on a posé :

$$\alpha = 2k_{33}/k_{40} \text{ et } \beta = \frac{k_{11}}{k_{40}} + \frac{k_1 k_{33}}{k_{40} k_{32}}$$

et pour les mélanges $(\text{H}_2, \text{CO}, \text{O}_2)$, où le terme en CH_4 disparaît :

$$\ln \frac{[\text{H}_2]}{[\text{H}_2]_0} = \gamma \ln \frac{[\text{CO}]}{[\text{CO}]_0} \quad (9)$$

avec

$$\gamma = \frac{k_{11}}{2k_{33}} + \frac{k_1}{2k_{32}}$$

Comme le montrent les figures 12 à 15, l'accord entre ces formules et l'expérience est excellent pendant l'intervalle de temps nécessaire pour consommer les soixante premiers pour-cents des réactifs.

Cet accord justifie la simplification que nous avons été amené à introduire au cours de cette démonstration.

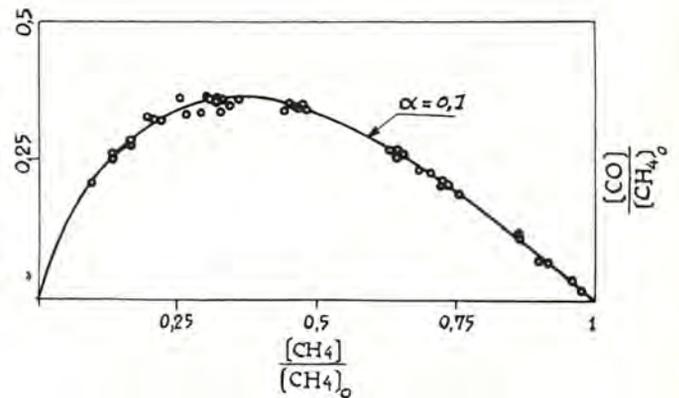


Fig. 12. — Liaison entre $[\text{CO}]$ et $[\text{CH}_4]$ dans la combustion du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ à 400°C
 P_0 : 70 cm Hg.
 M. Vanpée (5).

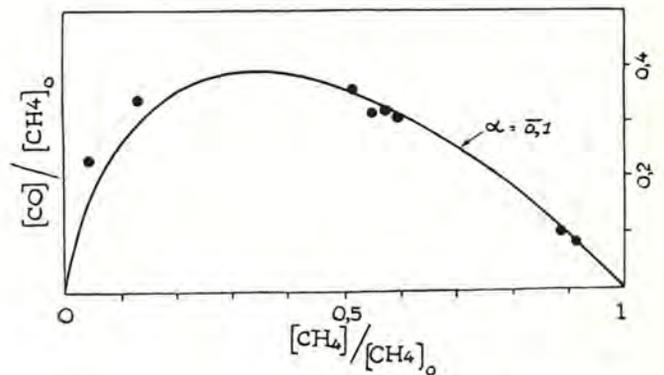


Fig. 15. — Liaison entre $[\text{CO}]$ et $[\text{CH}_4]$ dans la combustion du mélange $\text{CH}_4 + \text{H}_2 + 2\text{O}_2$ à 447°C
 P_0 : 70 cm Hg.
 M. Van Meersche (8).

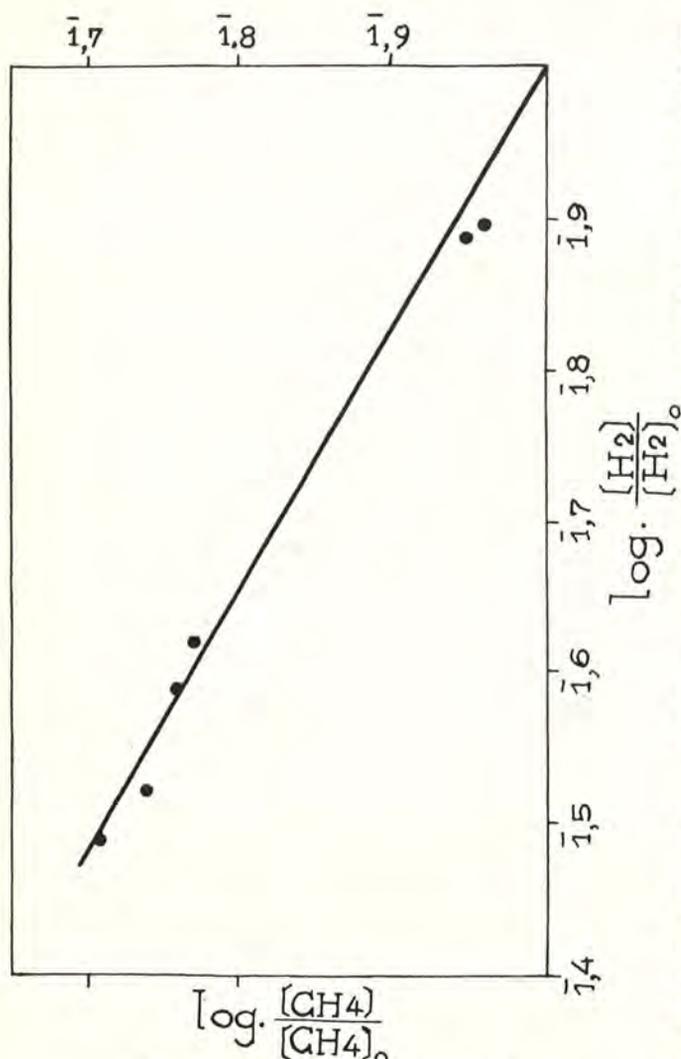


Fig. 14. — Liaison entre $[H_2]$ et $[CH_4]$ dans la combustion du mélange $CH_4 + H_2 + 2O_2$ à $447^\circ C$
 P_0 : 70 cm Hg.
 M. Van Meerssche (8).

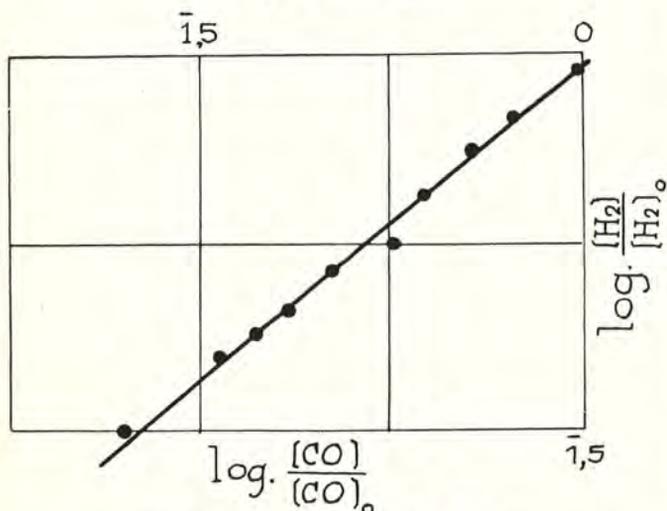
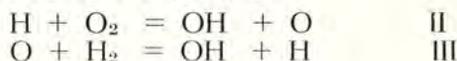


Fig. 15. — Liaison entre $[CO]$ et $[H_2]$ dans la combustion du mélange $H_2 + CO + O_2$ à $459^\circ C$
 P_0 : 69 cm Hg.
 M. Van Meerssche (8).

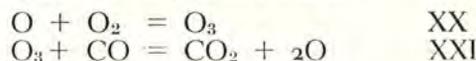
L'intérêt des formules (7), (8) et (9) réside dans le fait qu'elles sont indépendantes du temps et qu'elles permettent de déterminer expérimentalement certains rapports entre les constantes de vitesse de réaction. Nous ne pouvons pas nous attarder ici davantage sur cette question qui fera l'objet d'une publication ultérieure.

Il est évident qu'au-dessus de $600^\circ C$, le mécanisme proposé plus haut ne sera plus valable tel quel. A ces températures, les mélanges ne renfermant pas de méthane s'enflamment instantanément. Ceci nous montre l'importance qu'ont alors les réactions de ramification de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone.

Chaînes ramifiées de l'hydrogène :



Chaînes ramifiées de l'oxyde de carbone :



Il s'ensuit qu'au-dessus de $600^\circ C$, l'hydrogène et l'oxyde de carbone doivent catalyser la combustion lente du méthane.

Ceci se vérifie expérimentalement, comme on peut s'en rendre compte par l'examen des diagrammes de la figure 16.

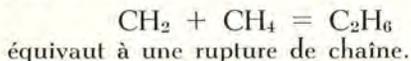
La première courbe donne les variations de la pression au cours de la transformation du mélange $CH_4 + 2O_2$. Les autres courbes ont été obtenues dans les mêmes conditions, mais après avoir ajouté au mélange précédent divers pourcentages d'hydrogène et d'oxyde de carbone. On constate que l'addition de ces gaz a pour effet principal d'accélérer la vitesse de combustion du méthane, l'hydrogène étant à cet égard 5 à 6 fois plus efficace que l'oxyde de carbone; II et III sont donc de loin les réactions de ramification les plus importantes.

Tant qu'il y a du méthane présent, l'inflammation est impossible. Ce gaz intercepte probablement l'oxygène atomique formé par suite des réactions de branchement.

Nous proposons la réaction :



qui, suivie de :



On trouve, en effet, un peu d'éthane parmi les produits de la combustion et l'on connaît par ailleurs la tendance des radicaux CH_2 à s'additionner aux hydrocarbures.

En résumé, le branchement des chaînes est ainsi gouverné principalement par les réactions II et III favorisées par l'hydrogène et leur rupture par les réactions VI et A, dépendant l'une de la pression totale et l'autre du méthane.

Au fur et à mesure que la transformation progresse, le méthane disparaît et l'oxyde de carbone et l'hydrogène s'accroissent. La ramification est de

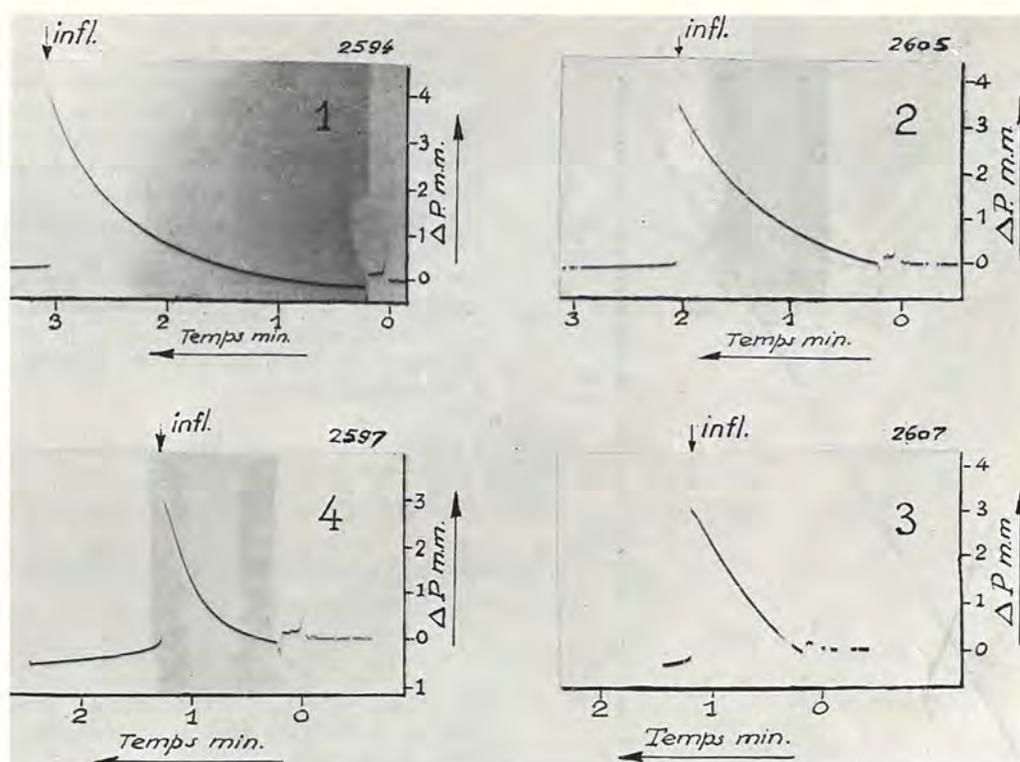


Fig. 16. — Influence de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone sur la vitesse de combustion du méthane dans le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, à 658°C , $P_c = 4,00$ cm Hg.
 Courbe 1 : témoin - Courbe 2 : + 1 mm H_2 - Courbe 3 : + 2 mm H_2 - Courbe 4 : + 17,8 mm CO .

plus en plus favorisée tandis que la rupture l'est de moins en moins. Dès que cette dernière devient inférieure à la ramification, l'explosion se déclenche instantanément.

Si toutefois la rupture via IV, XII est constamment supérieure au branchement, il n'y a pas explosion, mais combustion rapide de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone comme l'indique l'expérience 1 de la figure 18.

2) La limite P_2 .

Cette limite peut se déduire du schéma de réaction proposé, complété comme indiqué plus haut par les réactions de ramification II et III et la réaction de rupture A.

Il n'est pas nécessaire pour cela de connaître le processus d'initiation des centres, que nous avons laissé indéterminé. La vitesse d'une réaction en chaîne est donnée en effet par la formule générale :

$$v = \frac{n_0}{\beta - \delta}$$

où n_0 est le nombre de centres actifs formés par unité de temps et de volume et où β et δ sont respectivement les probabilités de rupture et de ramification des chaînes. La condition d'explosion, équivalant à $v = \infty$, est évidemment : $\beta - \delta = 0$ et l'on voit que celle-ci est indépendante de n_0 c'est-à-dire du processus d'initiation. Cette condition doit être vérifiée par tous les centres prenant part, soit directement, soit indirectement aux réactions de rupture et de ramification.

Pour le mécanisme proposé plus haut, les centres actifs sont H, OH, O, HO_2 et CH_3 . En appliquant la condition d'explosion à chacun d'eux, on obtient le système d'équations suivant :

$$\begin{aligned} \frac{d[\text{H}]}{dt} = 0 &= k_{32}[\text{CO}][\text{OH}] + k_1[\text{H}_2][\text{OH}] \\ &+ k_{11}[\text{H}_2][\text{HO}_2] + k_3[\text{H}_2][\text{O}] \\ &- k_6[\text{O}_2][\text{M}][\text{H}] - k_2[\text{O}_2][\text{H}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \frac{d[\text{OH}]}{dt} = 0 &= k_{41}[\text{O}_2][\text{CH}_3] + k_{33}[\text{CO}][\text{HO}_2] \\ &+ k_2[\text{O}_2][\text{H}] + k_3[\text{H}_2][\text{O}] - k_{40}[\text{CH}_4][\text{OH}] \\ &- k_{32}[\text{CO}][\text{OH}] - k_1[\text{H}_2][\text{OH}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \frac{d[\text{O}]}{dt} = 0 &= k_2[\text{O}_2][\text{H}] - k_3[\text{H}_2][\text{O}] \\ &- k_a[\text{CH}_4][\text{O}] \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \frac{d[\text{HO}_2]}{dt} = 0 &= k_6[\text{O}_2][\text{M}][\text{H}] - k_{33}[\text{CO}][\text{HO}_2] \\ &- k_{11}[\text{H}_2][\text{HO}_2] - K_{12}[\text{HO}_2] \end{aligned}$$

$$\frac{d[\text{CH}_3]}{dt} = 0 = k_{40}[\text{CH}_4][\text{OH}] - k_{41}[\text{O}_2][\text{CH}_3]$$

d'où l'on extrait une relation entre la concentration moléculaire totale $[M]$, évidemment proportionnelle à P , et les concentrations des constituants du mélange :

$$\frac{k_6[M]}{2k_2} = \frac{k_3[H_2]}{k_3[H_2] + k_a[CH_4]} \cdot \frac{k_{33}[CO] + k_{11}[H_2] + K_{12}}{K_{12}} \quad (10)$$

Cette relation est la condition limite d'explosion. On voit ici le rôle essentiel joué par la réaction XII de rupture des radicaux HO_2 aux parois : si K_{12} était égal à zéro, P deviendrait infini, c'est-à-dire qu'il n'y aurait plus de limite au-dessus de laquelle il n'y a pas explosion. Même l'influence inhibitrice marquée du CH_4 serait incapable de faire apparaître une condition de non-explosion.

Le méthane a pour effet, comme le montre le terme $k_a[CH_4]$ figurant au dénominateur, de faire baisser la limite P_2 . Concernant cette influence, il est évidemment impossible de soumettre la formule (10) à une vérification quantitative, car aux températures qu'il faut nécessairement réaliser, le méthane s'oxydant rapidement, sa concentration au moment de l'explosion serait totalement différente de celle qu'on pourrait réaliser dans tout mélange synthétique (CH_4 , H_2 , CO , O_2) ne contenant ne fût-ce qu'un mélange de méthane.

On peut toutefois considérer comme une confirmation de cet effet notre série d'expériences se rapportant aux limites des mélanges $5CH_4 + 20O_2$, $5CH_4 + 10O_2$, $5CH_4 + 9O_2$ et $5CH_4 + 8,5O_2$ (Fig. 8). On constate qu'à partir des mélanges ne contenant plus assez d'oxygène pour consommer tout le méthane, P_2 est extrêmement sensible à la concentration initiale de CH_4 . Celui-ci baisse lorsque la teneur en méthane augmente, comme prévu par la formule (10).

Lorsque l'oxygène est en excès, cette influence est cependant fortement réduite. La limite semble même baisser en même temps que la concentration de méthane. Cette nouvelle diminution pourrait bien être due au fait que les mélanges de plus en plus riches en oxygène présentent de moins en moins d'hydrogène au moment de l'explosion. Or l'hydrogène, comme le montre la formule (10), agit principalement sur P_2 par le terme $k_3[H_2]$ figurant à la fois au numérateur et au dénominateur, P_2 diminuant lorsque $[H_2]$ diminue.

C'est l'effet de l'azote sur la limite P_2 qui nous a fourni les renseignements les plus précieux concernant le mécanisme de réaction. Il nous montre en effet l'analogie étroite existant entre cette limite et celle des mélanges oxyhydriques.

A ce sujet, il faut se rendre compte que c'est par l'intermédiaire de k_6 que se manifeste l'action des gaz inertes. Celle-ci est due en effet à leur rôle de troisième partenaire de choc dans la réaction trimoléculaire VI :



Sans prendre part réellement à la réaction, M la rend possible en acceptant une partie de l'énergie

dégagée, qui autrement contribuerait à exciter la molécule fraîchement formée de HO_2 et aurait pour ultime conséquence la dissociation de cette molécule.

L'efficacité de M dépend de sa nature chimique, de sorte que k_6 est en réalité une somme de plusieurs termes définis par l'équation :

$$k_6[M] = \sum k_{6i}[M_i]$$

où $[M_i]$ est la concentration moléculaire de chaque constituant et où k_{6i} est son coefficient d'efficacité. En divisant membre à membre cette équation par $[M]$ et en se référant au coefficient k_{6H_2} relatif à l'hydrogène, on obtient :

$$k_6 = k_{6H_2} \sum c_i f_i \quad (11)$$

où $f_i = [M_i]/[M]$ est la fraction molaire de M_i et où $c_i = k_{6i}/k_{6H_2}$ est son coefficient d'efficacité par rapport à l'hydrogène.

Dans deux expériences effectuées à la même température, dont l'une en présence d'azote et l'autre en l'absence de ce gaz, on peut admettre en première approximation qu'au moment où l'explosion a lieu, la composition du mélange, à part l'azote ajouté, est la même dans les deux cas; pour ces expériences nous aurons donc par application de la formule (10) :

$$k_6[M] = \text{constante}$$

En remplaçant k_6 par sa valeur tirée de (11), cette équation devient :

$$[M] \sum c_i f_i = \text{constante} \quad (12)$$

C'est la relation classique donnant les variations de la limite P_2 des mélanges oxyhydriques en fonction des gaz inertes.

En étudiant l'influence des gaz inertes sur la limite P_2 des mélanges $2H_2 + O_2$, on a pu déterminer avec grande précision les valeurs des coefficients c_i ; ceux-ci sont pour O_2 : 0,35; N_2 : 0,45; CO : 0,77; CO_2 : 1,47; H_2O : 14,5 (11).

Examinons maintenant si nos données relatives à l'influence de l'azote (Fig. 7) sont en accord avec la formule (12).

Un instant avant l'explosion du mélange $CH_4 + 2O_2$, rappelons que la composition des gaz est la suivante: H_2 : 2,5 %; CH_4 : 5,7 %; C_2H_6 : 0,5 %; CO : 14,8 %; CO_2 : 9,9 %; O_2 : 17,8 % et H_2O : 50,2 %. Nous ne connaissons pas le coefficient d'efficacité c_i relatif au méthane, mais étant donné la faible valeur de f_{CH_4} , il est évident que l'erreur commise en supposant c_{CH_4} voisin de l'unité ne pourrait être qu'insignifiante. On trouve alors, pour $\sum c_i f_i$ en absence de N_2 , une valeur de 7,55. Pour les mélanges $CH_4 + 2O_2 + 8N_2$ on a, en suppo-

sant que la composition des gaz au moment de l'explosion est la même à part l'azote, $\Sigma c_i f_i = 2,57$. Les limites de ces deux mélanges doivent par conséquent être dans le rapport de $7,55/2,57 = 3,19$.

Si l'on prend les valeurs trouvées à 650°C, on a dans la grande cellule $P_2 = 9$ cm, $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$; $P_2 = 28,1$ cm, $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 + 8\text{N}_2$; et dans la petite cellule $P_2 = 10$ cm, $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$; $P_2 = 27,0$ cm, $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2 + 8\text{N}_2$. Ceci donne respectivement les rapports de 3,12 et de 2,70 au lieu du rapport théorique 3,19.

On peut considérer ces résultats comme une excellente vérification de la formule (12), appliquée aux mélanges (CH_4 , O_2), car l'influence de l'azote sur la limite P_2 des mélanges $\text{CO} + \text{O}_2$ pur est totalement différente. (11).

La comparaison directe de la limite P_2 du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ à celle du mélange oxyhydrique montre encore mieux l'analogie existant entre ces deux grandeurs. Tout d'abord leur coefficient de température est sensiblement le même, de 0,025 par degré (11) pour le premier mélange et de 0,028 pour le second. A partir de ce dernier coefficient et de la valeur $P_2 = 9,6$ cm à 545°C, correspondant au mélange $2\text{H}_2 + \text{O}_2$ (11), il est possible d'estimer la valeur qu'aurait cette limite aux températures réalisées dans nos expériences. On trouverait ainsi $P_2 = 76,8$ cm à 650°C. En passant alors à la composition atteinte immédiatement avant l'explosion du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, on trouve, par application de la formule (12), que cette limite est baissée dans le rapport de 1 à 0,19, c'est-à-dire $P_2 = 15,50$. Or l'expérience fournit pour le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ une limite de même ordre de grandeur, $P_2 = 10$ cm.

Dans la formule (10), l'influence du diamètre se manifeste par le terme K_{12} qui, en première approximation, varie en fonction inverse du diamètre.

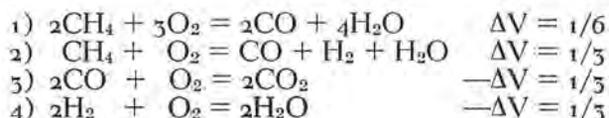
Expérimentalement cette influence est très petite. Ceci indique que, dans les conditions expérimentales réalisées dans nos expériences, K_{12} est beaucoup plus grand que $k_{33}[\text{CO}] + k_{11}[\text{H}_2]$, c'est-à-dire que la majeure partie des radicaux HO_2 sont détruits aux parois sans restituer à la phase gazeuse les centres actifs de courte vie suivant les réactions XXXIII et XI.

En absence de réactions de ramification, ceci fait

V. — LES ENREGISTREMENTS DE PRESSION.

Dans ce chapitre, nous donnons quelques enregistrements typiques obtenus entre 600 et 680°C et à des pressions comprises entre 2 et 14 cm.

Les diagrammes (Fig. 18, 20, 24, 25, 26 et 27) donnent les variations de la pression au cours de la transformation. Ces variations résultent des diverses réactions renseignées plus haut, dont les unes s'accompagnent d'une augmentation de volume et les autres d'une contraction. On peut envisager principalement les réactions globales suivantes :



prévoir un effet inhibiteur important de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone sur la combustion lente du méthane aux basses pressions. Nous touchons là à un point essentiel de la théorie et, si cette conséquence devait ne pas être vérifiée par la suite, il serait nécessaire de réviser les mécanismes actuellement admis pour la combustion du méthane, de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone. Ceci n'enlèverait toutefois aucune valeur à la conclusion générale de ce chapitre où il a été démontré que le mécanisme d'inflammation du méthane dans la péninsule des basses pressions est identique à celui des mélanges oxyhydriques.

3) La limite P_1 .

Lorsque la pression baisse en dessous de 2 à 3 cm de Hg, la réaction de rupture VI devient insignifiante, mais la recombinaison aux parois des centres actifs de courte vie (OH , H , O et CH_3 par opposition à HO_2) rentre en jeu.

La combustion est inhibée et les périodes d'induction deviennent considérables, pouvant aller jusqu'à plusieurs heures pour le mélange $\text{CH}_4 + 4\text{O}_2$. La limite P_1 apparaît alors au moment où le gain des centres par les réactions de branchement est exactement compensé par la perte due à la recombinaison aux parois.

Il est probable que l'anomalie constatée dans la série 3 (Fig. 5 et 7) où, rappelons-le, les valeurs de P_1 étaient de loin supérieures à celles trouvées dans les autres séries, est due au fait que le coefficient de destruction des centres aux parois y était voisin de l'unité. L'influence considérable que l'azote exerce sur P_1 dans cette série est en accord avec cette hypothèse, car la diffusion des centres (contrariée par les gaz inertes) est alors le facteur prédominant d'où dépend P_1 .

Dans les autres séries P_1 était très petit, inférieur au cm de Hg, ce qui semble indiquer que la paroi réfléchissait alors facilement les radicaux venant la frapper. Dans ce cas, la diffusion ne joue qu'un rôle secondaire et la limite est surtout dépendante du coefficient de recombinaison des centres à la paroi, ϵ , voisin de 0. Aussi devrait-on observer que l'azote n'exerce plus alors qu'une légère influence sur la position de P_1 .

Il ressort de là que les augmentations de pression sont l'indice de la formation d'hydrogène et d'oxyde de carbone, tandis que les diminutions de pression résultent de la combustion de ces deux gaz.

Nous n'avons pas tenu compte des petites quantités d'éthane, d'éthylène et d'aldéhyde formique décelées par l'analyse. Celles-ci sont en effet trop faibles pour agir d'une manière appréciable sur ΔP .

Il est aisé de démontrer à partir du schéma donné plus haut que, dans un appareil où l'eau n'est pas condensée (ce qui était réalisé dans nos expériences), $\Delta P = 1/2 ([\text{CO}] + [\text{H}_2])$. Le maximum des courbes de pression correspond donc au moment où il y a égalité entre les vitesses de formation et

de destruction de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone.

La seule connaissance de ΔP est évidemment insuffisante pour l'évaluation séparée des vitesses de transformation du méthane, de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone. Aux températures comprises entre 400 et 450°C, on tourne cette difficulté en se servant des relations (7), (8) et (9) (page 14) entre $[CH_4]$, $[H_2]$ et $[CO]$. Bien qu'il y ait des raisons théoriques de croire que ces relations ne soient plus vérifiées exactement à 650°C, nous les appliquerons toutefois en ne leur conférant qu'une valeur de formule d'extrapolation.

Remarquons encore qu'à 450°C, nous avons négligé la formation d'hydrogène effectivement insignifiante à cette température. Si l'on en tient compte, on trouve en remplacement de (7) la formule suivante :

$$\frac{[H_2] + [CO]}{[CH_4]_0} = \frac{2\Delta P}{[CH_4]_0} = \frac{1}{\alpha - 1} \left(\frac{[CH_4]}{[CH_4]_0} - \frac{[CH_4]^\alpha}{[CH_4]_0^\alpha} \right) \quad (13)$$

où α a une signification légèrement différente. La connaissance de ΔP permet maintenant de calculer $[CH_4]$ par application de (13) où α se déduit aisément de la valeur expérimentale maximum de ΔP . Dans la figure 17, nous donnons $2\Delta P/[CH_4]_0$, en fonction de $[CH_4]/[CH_4]_0$ pour quelques valeurs de α .

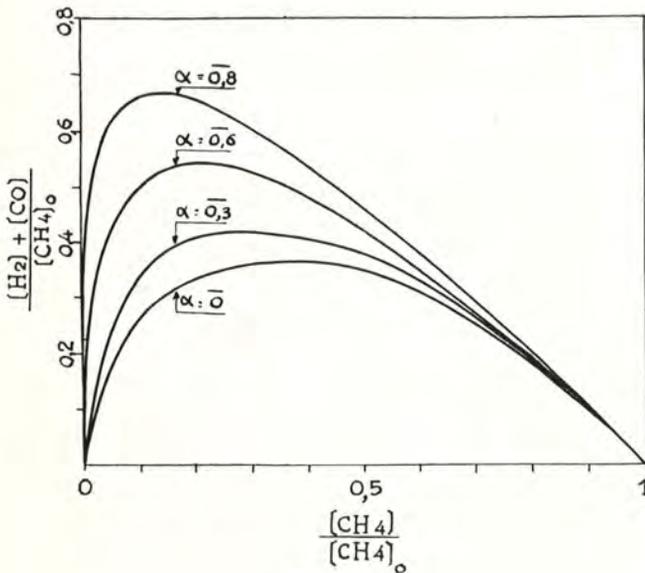


Fig. 17.

Les deux premiers enregistrements (Fig. 18) sont relatifs au mélange $CH_4 + 2O_2$ et ont été obtenus à 644°C à des pressions, l'une supérieure, l'autre inférieure à P_2 . En appliquant la formule (13), on obtient à partir de $2\Delta P/[CH_4]_0$ le pourcentage de méthane disparu et la somme des pourcentages d'hydrogène et d'oxyde de carbone consommés

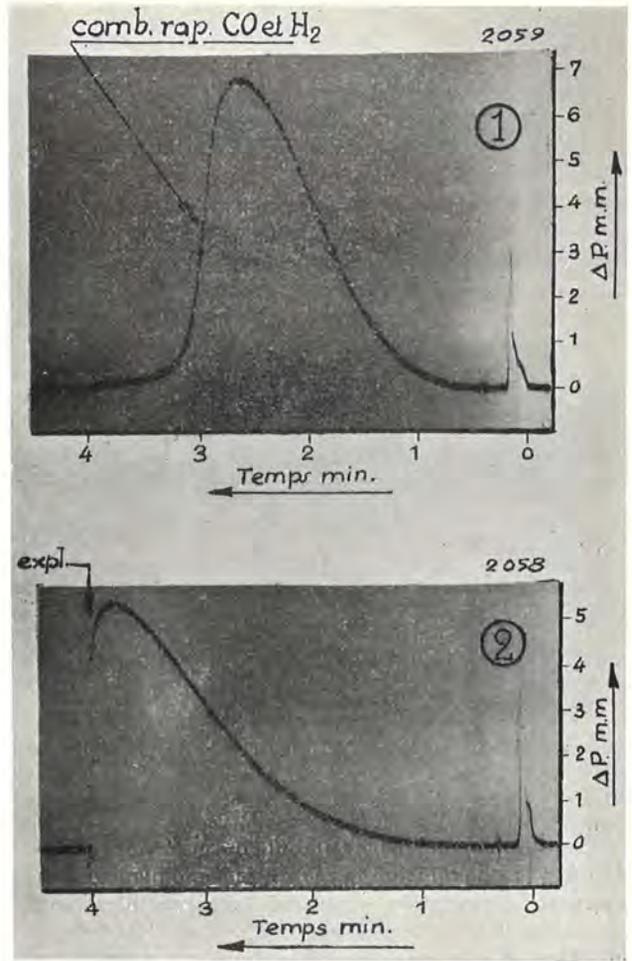


Fig. 18. — Variations de pression au cours du temps dans le mélange $CH_4 + 2O_2$ à 656°C.

1. P_0 : 7,60 cm Hg; 2. P_0 : 6,00 cm Hg.

(Fig. 19). On constate immédiatement que la vitesse d'oxydation du méthane va sans cesse en croissant jusqu'à ce que 80 % au moins de ce combustible soit transformé. Quant aux vitesses d'oxydation de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène, elles atteignent également leur maximum à un moment très avancé de la réaction.

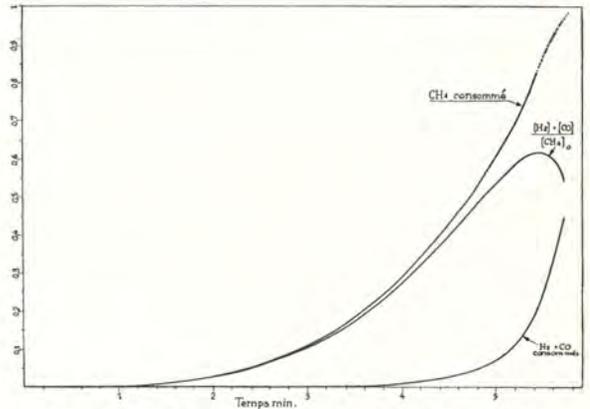


Fig. 19. — CH_4 consommé et $(H_2 + CO)$ consommés, calculés à partir de ΔP à l'aide de l'équation (13) Expérience 2 de la figure 18.

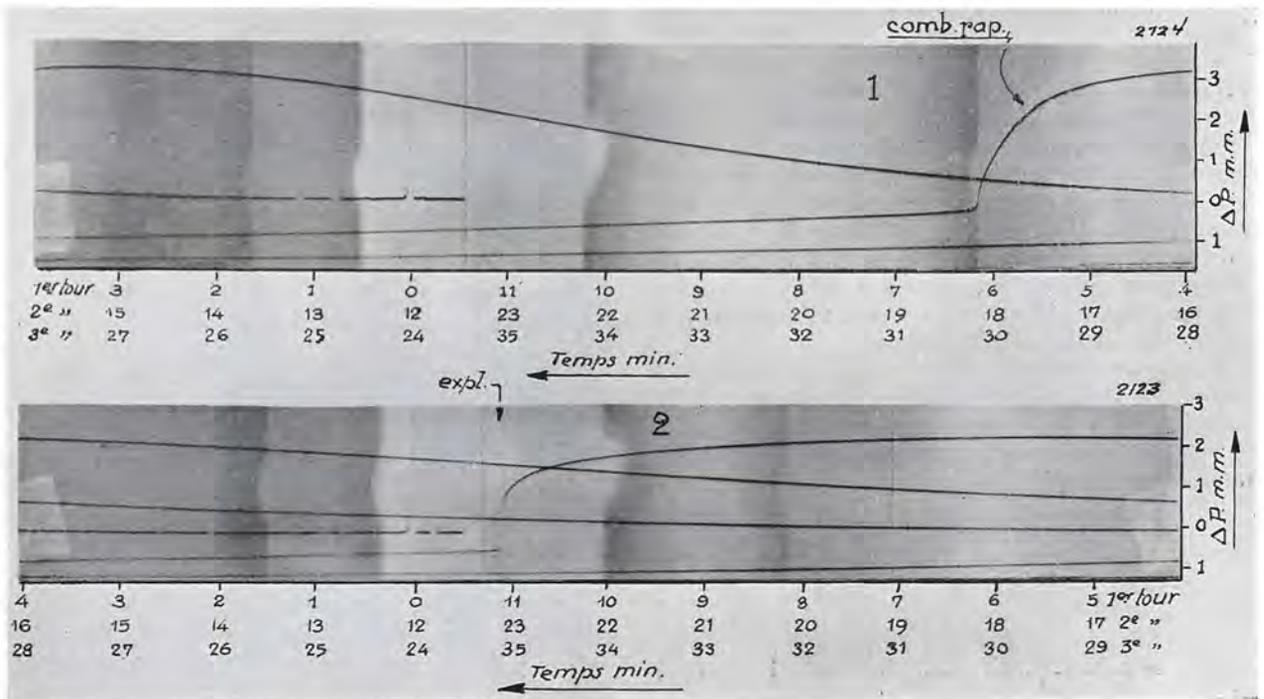


Fig. 20. — Mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ - T: 602°C - 1) P_0 : 4,70 cm Hg - 2) P_0 : 4,28 cm Hg.

Conformément à ce qu'ont observé Garner et Ham (4), l'explosion apparaît au moment où les vitesses d'oxydation des trois combustibles sont assurément très élevées par rapport au début de la réaction. Rappelons que ces auteurs en déduisaient que l'inflammation était due au développement d'un processus en chaînes à ramifications dégénérées.

D'après cette interprétation, ce seraient en quelque sorte les chaînes d'oxydation du méthane dont le nombre va sans cesse en croissant qui induiraient l'oxydation de l'hydrogène et de l'oxyde de carbone. La flamme apparaîtrait au moment où la vitesse globale de la réaction atteindrait une valeur critique telle que l'équilibre thermique soit rompu.

Cette conception n'est cependant pas soutenable, car on n'aperçoit pas la moindre perturbation dans les courbes de pression avant le déclenchement de l'explosion. La célérité avec laquelle cette

dernière s'établit montre qu'elle trouve sa source dans la rupture instantanée d'un régime stationnaire de radicaux libres, et cette rupture a lieu, comme nous l'avons indiqué, lorsque les concentrations des corps réagissants atteignent certaines valeurs.

Il ressort également de la comparaison des enregistrements des figures 18 et 20 qu'il ne saurait s'agir ici d'aucune vitesse critique bien définie, car, au moment où apparaît la flamme, les vitesses de combustion sont totalement différentes dans les deux cas.

Ce dernier argument est encore illustré par la figure 22 où nous avons résumé les résultats de trois expériences effectuées à la même température, mais à des pressions de plus en plus faibles.

Lorsque la pression est supérieure à la limite P_3 , les phénomènes se déroulent différemment (Fig. 25).

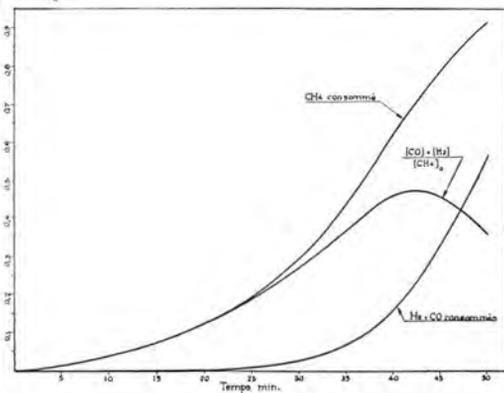


Fig. 21. — Expérience 2 de la figure 20.

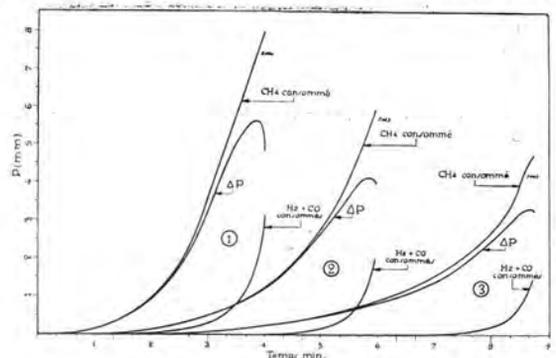


Fig. 22. — Mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ - T: 656°C
 (1) P_0 : 5,05 cm Hg
 (2) P_0 : 5,70 cm Hg
 (5) P_0 : 5,01 cm Hg

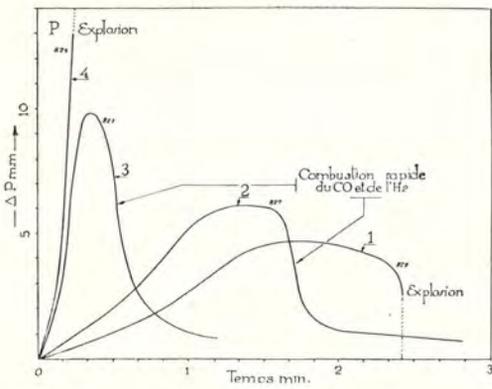


Fig. 25. — Influence de la pression sur la combustion du mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$ - $T : 669^\circ\text{C}$

- 1. $P_0 : 11,37 \text{ cm Hg}$
- 2. $P_0 : 12,26 \text{ cm Hg}$
- 3. $P_0 : 20,01 \text{ cm Hg}$
- 4. $P_0 : 22,15 \text{ cm Hg}$

On traverse entre P_2 et P_3 le domaine de non-explosion.

Les courbes 1 à 4, relatives au mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, le montrent clairement. L'expérience 1 a été effectuée à la pression de 8,25 cm, inférieure à P_2 ; il y a inflammation. Pour les expériences 2 et 3, la pression est comprise entre P_2 et P_3 ; il n'y a pas inflammation et les vitesses d'oxydation de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène, le maximum une fois dépassé, diminuent lorsque la pression augmente; par contre la vitesse de combustion du méthane devient de plus en plus rapide. Lorsqu'on se trouve au-dessus de P_3 (Exp. 4) cette dernière subit un tel accroissement qu'au point P, l'équilibre thermique est rompu et la flamme apparaît.

Dans les diagrammes suivants, nous donnons encore quelques expériences relatives aux mélanges plus riches en méthane, les unes effectuées au-dessus de P_2 et les autres en dessous de cette limite. On observe que les chutes de pression, lors des explosions, sont à peu près identiques à celles ayant lieu lors des combustions rapides. Ceci semblerait indiquer que les réactions sont de même nature dans les deux cas.

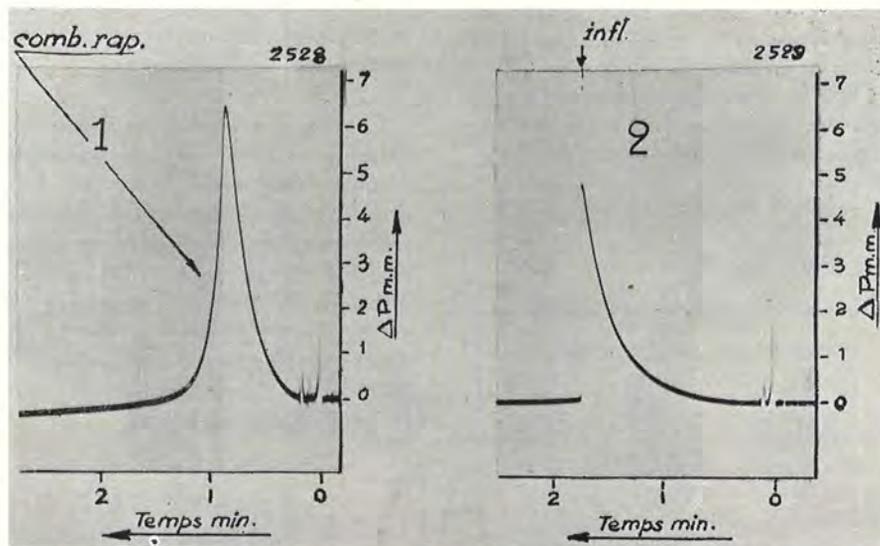


Fig. 24. — Variations de pression au cours du temps dans le mélange $\text{CH}_4 + 4\text{O}_2$ $T : 641^\circ\text{C}$ - 1. $P_0 : 9,91 \text{ cm Hg}$ - 2. $P_0 : 7,27 \text{ cm Hg}$.

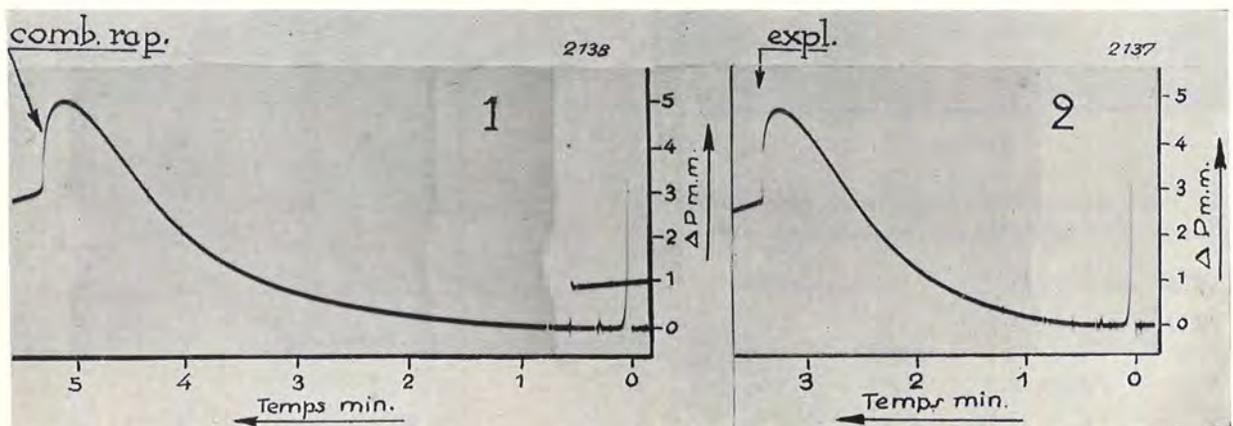


Fig. 25. — Mélange $5\text{CH}_4 + 9\text{O}_2$ - $T : 650^\circ\text{C}$ - 1. $P_0 : 6,00 \text{ cm Hg}$ - 2. $P_0 : 5,78 \text{ cm Hg}$.

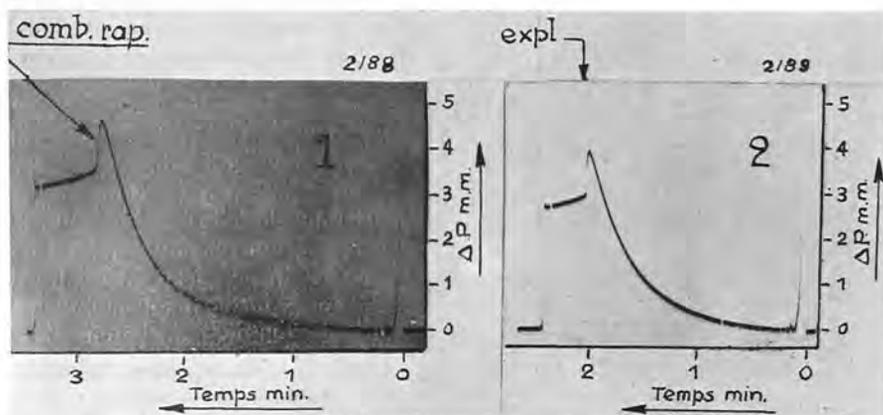


Fig. 26. — Mélange $5\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$ - T : 690°C
 1. P_0 : 5,80 cm Hg - 2. P_0 : 3,19 cm Hg.

L'analyse des gaz montre toutefois qu'il n'en est pas ainsi.

Dans le tableau VI sont relatés les résultats de deux analyses ayant porté sur le mélange $5\text{CH}_4 + 8,5\text{O}_2$ à 680°C et à la pression de 12,00 cm, donc supérieure à P_2 . Dans la première expérience (44), la prise a été effectuée un peu avant le maximum dans la seconde (45), immédiatement après la chute rapide de la pression.

TABLEAU VI.

	N° 44	N° 45
Pression initiale	12,00	12,00
Température	680°C	680°C
Captage des gaz après ...	20"	50"
$(\text{CH}_4)_0$ cm^3	4,73	4,73
$(\text{O}_2)_0$ »	8,15	8,15
Analyse :		
H_2 cm^3	0,50	0,52
CH_4 »	1,82	0,195
C_2H_6 »	0,19	0,02
CO »	1,90	1,915
CO_2 »	0,47	2,20
O_2 »	4,57	0,71
(H_2O) calc. cm^3	4,56	8,16
Volume total cm^3	15,81	15,52

Le bilan des réactions s'effectuant entre les deux prises s'établit approximativement comme suit :

Gaz consommés	Gaz formés
CH_4 : 1,65 cm^3	CO_2 : 1,73 cm^3
H_2 : 0,18 »	CO : 0,015 »
O_2 : 5,66 »	H_2O : 5,60 »

Comparons ce bilan à celui donné précédemment (Exp. 42) relatif au même mélange, mais avant et

après explosion. On constate que lorsqu'il y a explosion, la chute de pression est due principalement à la combustion de l'oxyde de carbone, tandis que dans le cas de la combustion rapide, elle est due à la consommation de l'hydrogène.

Quant aux chutes de pression observées après l'explosion et la combustion rapide, elles proviennent, comme nous avons pu le montrer par des analyses, de la combustion ultérieure de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène aux dépens de l'oxygène des tubulures d'accès diffusant lentement vers le récipient de mesure. La condensation de la vapeur d'eau n'y est pour rien, car la chute est pratiquement inexistante dans le mélange $\text{CH}_4 + 2\text{O}_2$, qui contient suffisamment d'oxygène pour provoquer la combustion complète.

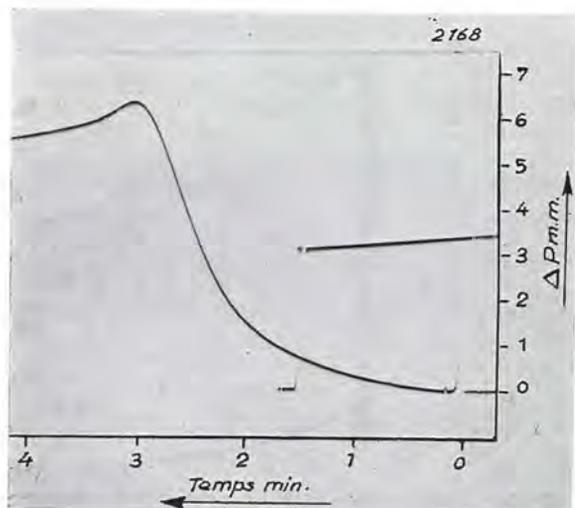


Fig. 27. — Mélange $5\text{CH}_4 + 8\text{O}_2$
 T : 677°C - P_0 : 5,78 cm Hg.

VI. — LA RELATION ENTRE P , τ ET T
DANS LA PENINSULE D'INFLAMMATION AUX BASSES PRESSIONS.

Neumann et Egorow (12) ont étudié systématiquement le retard à l'inflammation entre 728°C et 787°C et aux pressions comprises entre 14 et 12 cm. Ils ont montré que la pression P , la température T et le retard à l'inflammation τ satisfont à la relation suivante :

$$P^{1,8} \tau e^{-41.000/T} = \text{constante} \quad (14)$$

Garner et Ham (4) ont soumis cette formule à une vérification expérimentale aux températures beaucoup plus basses correspondant aux points situés dans la péninsule d'inflammation. La formule générale s'applique mais avec des valeurs différentes des constantes :

$$P^{2,1} \tau e^{-23.000/T} = \text{constante}$$

D'après Semenoff (5), le retard à l'inflammation serait le temps nécessaire pour que soit atteinte la vitesse critique dont il a été question plus haut. En adoptant ce point de vue, il a montré qu'on peut déduire de (14) une expression pour P_1 qui s'accorde avec une bonne approximation avec les valeurs expérimentales trouvées, pour cette limite, par Sagulin (13).

Toutefois, pour les mélanges contenant plus de 66 % d'oxygène, la formule (14) perd complètement, aux environs de P_1 , la signification théorique précise que lui confère Semenoff. Dans ce domaine, en effet, le retard à l'inflammation n'est autre que le temps nécessaire pour que la concentration en méthane descende en dessous d'une certaine valeur.

Il est évident que, suivant l'une ou l'autre de ces interprétations, la relation entre P , τ et T conservera la même forme, car cette dernière ne dépend en somme que de la manière dont la vitesse de réaction varie avec le temps. Il n'est donc pas étonnant que Garner et Ham aient pu constater que la formule générale reste valable à l'intérieur du domaine d'inflammation; mais il ne faut voir là aucune

preuve nouvelle en faveur de l'interprétation de Semenoff.

Nous tenons à remercier M. Fripiat, Directeur de l'Institut National des Mines, pour les judicieux conseils qu'il nous a prodigués au cours de ce travail.

Nos remerciements vont également à l'Institut National de l'Industrie Charbonnière dont l'aide généreuse nous a permis la réalisation de ce travail.

BIBLIOGRAPHIE

- (1) Neumann et Serbinoff. — Phys. Zts Sowjetunion, T. 1, p. 556 (1952); J. Russe Chim. Phys., T. 4, p. 41 (1953).
- (2) Sadownikow. — Phys. Zts. Sowjetunion, T. 4, p. 745 (1953).
- (3) Semenoff. — Chemical Kinetics and Chain Reactions. - Oxford Clarendon Press (1935).
- (4) Garner et Ham. — Proc. Roy. Soc. London, A, 170, 80 (1959).
- (5) Vanpée. — Ann. Min. Belg., T. 47, p. 1055 (1948); Ann. Min. Belg., T. 49, p. 710 (1950).
- (6) Coppens. — Bull. Soc. Chim. Belg., T. 45, p. 535 (1954).
- (7) Buckler et Norrish. — Proc. Roy. Soc. London, A, 167, 292, 318 (1938).
- (8) Van Meerssche. — Ann. Min. Belg., T. 48, p. 652 (1949).
- (9) Prettre. — Réactions en chaînes. - Actualités Scientifiques et Industrielles, Hermann 1936.
- (10) Jost. — Explosion and Combustion Processes in Gases. - McGraw, Hill 1946.
- (11) Lewis et Von Elbe. — Combustion, Flames and Explosions. - Academic Press 1951.
- (12) Neumann et Egorow. — Phys. Zts. Sowjetunion, T. 1, p. 700 (1952).
- (13) Sagulin. — Zts. Phys. Chem., T. 1 B, p. 275 (1928).
- (14) Wijnen et Van Tiggelen. — Bull. Soc. Chim. Belg., 57, 446 (1948). — Verwimp et Van Tiggelen. — Bull. Soc. Chim. Belg., 59, 558 (1950).

Etude pétrographique d'une veine de charbon

par P. FERRERO,
Docteur en Sciences

et E. GRAND'RY,
Ingénieur Chimiste,

(Laboratoire de Recherches de la Société Carbonisation Centrale, S. A.)

SAMENVATTING

De huidige studie is ontleend aan een uitgebreid en uitgegeven werk, beëindigd in 1958, dat tot doel had al de kolen van de Kolenmijnen André Dumont zowel op petrografisch gebied, als op gebied van hun verkookings-eigenschappen, te karakteriseren.

De Heer Venter, Directeur van het Nationaal Instituut voor de Steenkolenrijverheid, heeft ons de suggestie gedaan deze studie nu te publiceren, met het inzicht ze als voorbeeld te laten dienen voor de petrografische studies die tegenwoordig in België onder ogen genomen worden.

Het petrografisch onderzoek der kolen houdt inderdaad meer en meer de aandacht gaande, hetzij men te werk gaat volgens de techniek van Stach (die we beschrijven) door onderzoek van gepolijste oppervlakten in weergekaatst licht, desnoods met onderdompeling in olie, hetzij men te werk gaat op dunne slijpjes, volgens de Amerikaanse techniek.

Voor de identificatie en de overeenstemming der lagen hecht men tegenwoordig een groot belang aan de morfologische studie der sporen, hetgeen aanleiding heeft gegeven tot een ware micropaléontologie.

Wij beëindigen onze uiteenzetting door te wijzen op het nut dat het petrografisch onderzoek kan opleveren op het gebied van de ontginning en de valorisatie van de kool.

Wij houden er aan de Directie van de Kolenmijnen André Dumont te danken voor de hulp die ze ons geboden heeft bij de uitvoering van dit werk.

RESUME

L'étude que nous présentons est extraite d'un vaste travail, demeuré inédit, achevé en 1958, et qui visait à caractériser, non seulement pétrographiquement, mais aussi du point de vue de leurs propriétés cokéfiantes, etc., l'ensemble des charbons du Charbonnage André Dumont en Campine.

M. Venter, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, nous a suggéré de publier maintenant cette étude dans l'idée qu'elle pourrait servir d'exemple pour les études pétrographiques qui sont présentement envisagées en Belgique.

En effet, l'examen pétrographique des charbons retient de plus en plus l'attention, que l'on opère selon la technique de Stach (que nous décrivons), par examen de surfaces polies en lumière réfléchie et sous immersion d'huile lorsque c'est nécessaire, ou que l'on opère sur lames minces selon la technique américaine.

Pour l'identification et le record des veines, on attache une grande importance actuellement à l'étude morphologique des spores, développant ainsi une véritable micropaléontologie.

Nous achèverons notre exposé en rappelant ce que peut apporter l'examen pétrographique du point de vue exploitation et valorisation du charbon.

Nous tenons à remercier ici la Direction du Charbonnage André Dumont pour toute l'aide dont elle nous a fait bénéficier au cours de ce travail.

Dans le but de caractériser de façon très précise le charbon d'une veine, sur lequel on se propose d'effectuer des travaux complets d'identification (analyse, degré de houillification, propriétés agglutinantes, extraction des bitumes, rendements en sous-produits, etc...), nous avons jugé indispensable de procéder à des essais de « dégrossissage » analytique et à un examen pétrographique en trois stades successifs.

Les résultats de ces examens permettent seuls d'identifier la composition physique d'une veine et de constituer un échantillon moyen pour les travaux envisagés.

Le « dégrossissage » d'une veine consiste en l'analyse immédiate (H_2O , cendres, matières volatiles et soufre) des divers échantillons de 5 cm environ de puissance, en lesquels chaque pilier a été décomposé.

Nous donnerons ci-après, à l'occasion de l'examen d'une veine, le tableau résumant ces essais. L'examen pétrographique demande préalablement à la partie descriptive, quelques mots d'introduction afin de fixer les idées sur ce genre d'étude.

Le pilier soumis à notre attention a été l'objet, de ce point de vue, d'un double travail très soigneux d'analyse et de synthèse.

Déjà lors de la division du pilier, les particularités notables telles que : l'aspect du charbon (brillant, mat, fusain ou terre), la densité et l'alternance des zones rubannées, les diverses inclusions minérales (pyrite, calcite, etc...) ont été notées et situées.

La préparation pour examen optique en lumière réfléchie au banc métallographique, suivant la technique courante, prévoit les opérations suivantes : plâtrage des échantillons, ensuite dressage d'une face plane, puis doucissage progressif de celle-ci d'abord par des grains d'émeri de diamètre décroissant, puis par des feuilles de papier d'émeri de finesse croissante. Les dernières inégalités, stries, etc... sont enlevées à la meule de feutre imbibée de « potée » d'alumine et tournant à très grande vitesse. Les échantillons ainsi préparés présentent un poli remarquable. L'action du polissage s'exerce sélectivement selon la dureté propre des différents constituants des charbons et crée ainsi un relief microscopique qui, en lumière réfléchie, met clairement en évidence ces constituants : ciment apparemment amorphe et corps figurés.

Trois genres d'examen permettent de fixer la composition du charbon :

- 1) L'examen macroscopique à l'œil nu des échantillons bruts ou polis ;
- 2) l'examen microscopique d'ensemble à faible grossissement (quatorze fois) en lumière incidente à l'aide d'objectif achromatique à sec ;
- 3) l'examen microscopique à fort grossissement à sec ou sous immersion d'huile montrant le détail de structure des corps figurés.

Rappelons brièvement les bases d'appréciation que nous avons retenues et la nomenclature pétrographique dont nous avons fait choix.

La tendance, depuis le second Congrès International de Pétrographie du Charbon, à Heerlen en 1935, est de préciser le plus possible les dénominations *macroscopiques* globales de « vitrain » et surtout de « clarain » et « durain » par la description qualitative et *quantitative* des constituants microscopiques décelés dans la houille. Le terme de fusain garde son actualité, car il est à la fois un constituant macro- et microscopique.

Avant de définir la terminologie dont nous avons fait choix pour ce travail, nous croyons utile de citer et raccorder entre elles diverses terminologies en usage. En premier lieu, rappelons la classification fort connue en Belgique, utilisée par le Professeur Duparque de la Faculté de Lille.

D'après ce dernier, les houilles comporteraient, associés, deux constituants principaux : d'une part, les corps figurés représentant les vestiges des organismes dont le dépôt a constitué le principal apport de substance et, d'autre part, une « pâte » qui est venue secondairement les réunir en entraînant la consolidation du sédiment.

Pour Duparque, la pâte de la houille est une substance colloïdale dérivant de l'altération ou de la destruction des corps figurés. Il l'appelle « substance fondamentale » ou « ciment amorphe ». Les corps figurés contenus dans le charbon, au sujet desquels tout le monde est d'accord, sont bien identifiés. Rappelons qu'on les divise en corps cutinisés (spores et cuticules), en tissus ligneux divers, en corps résineux, en sclérotium et en algues.

Les spores sont les organes reproducteurs des cryptogames vasculaires houillers. Ils se divisent en macrospores et microspores de dimensions très différentes. Les cuticules sont les enveloppes cutinisées des feuilles.

Les tissus ligneux sont les restes plus ou moins évolués des parties cellulaires, fortement imprégnées de lignine, du bois (brindilles — débris — racines — etc...) ayant formé la houille.

Les corps résineux se présentent, soit sous forme de nodules, soit allongés.

Le sclérotium désigne des amas fossiles de microorganismes du type des champignons destructeurs du bois.

Quant aux algues, citées pour mémoire, elles sont le principal constituant des bogheads, cannels, etc...

En ce qui concerne la « pâte », Duparque estime qu'il s'agit d'un « gel » colloïdal ayant flocculé au sein d'une solution colloïdale formée aux dépens des parties les plus facilement décomposables des végétaux. Il en voit la preuve dans l'aspect de cette pâte (ou vitrain), sa disposition fluidale, sa structure apparemment amorphe et les cassures de retrait qui la divisent.

Observant les charbons du Nord de la France, Duparque distingue enfin ceux riches en matières volatiles qui comportent des restes cutinisés, et ceux ayant moins de 25 % de matières volatiles qui n'en comportent pas.

Cependant, Stach et son école ont montré, et nous avons pu le confirmer, qu'en faisant appel à des techniques plus fines d'examen, tel l'examen microscopique sous immersion d'huile, on peut déceler la présence de corps cutinisés également dans des charbons relativement pauvres en matières volatiles, et distinguer même parfois une structure ligneuse dans la soi-disant pâte amorphe.

Conceptions retenues au Congrès de Heerlen (1955)

La classification adoptée repose sur une interprétation plus poussée des constituants macroscopiques, basée sur des techniques d'examen très sélectives et permettant leur division détaillée en corps figurés.

Hoffmann résume dans le tableau 1 les divisions admises par les congressistes. Les tableaux 1 et 2 groupent de façon imagée, pour chaque constituant macroscopique, les corps figurés qui le composent, soit : 1) les constituants de base, 2) les constituants fréquents, 3) ceux dont la présence est occasionnelle.

Dans la classification, le fusain et le vitrain sont composés de résidus ligneux à structure cellulaire généralement très nette, mais présentant entre eux tous les termes intermédiaires de transition : depuis le fusain proprement dit (fusinite) aux parois cellulaires ouvertes, jusqu'au vitrain apparemment amorphe (collinite), en passant par la semi-fusinite à structure de plus en plus évoluée (gélifiée) et par la tellinite à structure cellulaire délicate, aux parois accolées par pression et visible seulement à l'objectif immergé ou bien par transparence en lames minces.

Le clarain n'est qu'un terme de transition entre le vitrain et le durain.

Le, ou plutôt les durains à caractère de charbon mat de plus en plus accusé selon l'augmentation de leur teneur en cutine, soit sous une forme organisée visible (macro et microscopes, cuticules, etc...), soit sous celle de débris cutinisés extrêmement ténus et nombreux (micrinite).

Notons que jusqu'ici, nous nous trouvons en présence de divisions de caractère seulement *qualitatif*. Stach, dans son remarquable « Lehrbuch der Kohlenpetrographie », différencie les durains selon la proportion relative de vitrain et de matière cutinisée entrant dans leur composition. Il propose dans ce but, la différenciation ci-après :

Durains	{	Humodurain — tenant de 96 à 51% de vitrain, le reste étant surtout de nature ligneuse.
	{	Eudurain — tenant de 50 à 11 % de vitrain, le reste est de nature ligneuse mais comporte déjà passablement de cutine.
	{	Durain opaque — tenant 10 à 0 % de vitrain, le reste étant surtout de la micrinite selon la terminologie d'Heerlen.

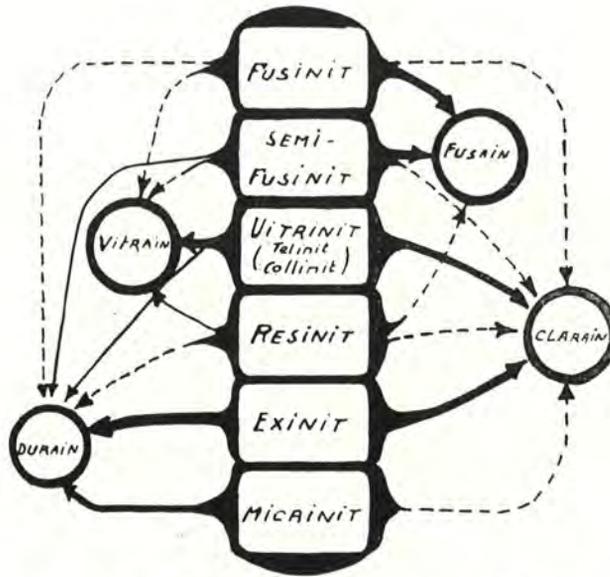
Disons encore pour terminer que « l'école américaine » (Thiessen, du U.S.A. Bureau of Mines) considère que tout charbon est formé, d'une part, de constituants ligneux divers ou *anthraxylon* (allant de la collinite à la demi-fusinite structurée) et, d'autre part, de corps figurés plus ou moins complexes ou *attritus*.

L'anthraxylon possède toujours une structure cellulaire plus ou moins visible ; l'attritus est un mélange de débris houillifiés de plantes ayant subi une évolution bactérienne et géologique ; c'est, d'après Thiessen, la masse de fond dans laquelle l'anthraxylon (ou tissu ligneux) a été enfoui.

TABLEAU 1.
Nomenclature pour la pétrographie du charbon
adoptée au Congrès de Heerlen (1935)

CONSTITUANT MACROSCOPIQUE	CONSTITUANTS MICROSCOPIQUES (Corps figurés)		
	Constituants de Base	Constituants fréquents	Constituants accessoires
FUSAIN	{ Fusinite Semi-Fusinite	Résinite	
VITRAIN	Vitrinite { Tellinite à structure visible Collinite apparemment amorphe	Résinite	Semi-Fusinite Fusinite
CLARAIN	Vitrinite { Tellinite Collinite Exinite : Spores et cuticules		Fusinite Semi-Fusinite Résinite Micrinite
DURAIN	Exinite Micrinite (débris de cutine)	Vitrinite Semi-Fusinite	Fusinite Résinite

TABLEAU 2.



Guide de la composition microscopique des divers constituants macroscopiques d'après le Congrès de Heerlen (1935).

==== constituants de base.
 ———— constituants fréquents.
 - - - - - constituants accessoires.

TABLEAU 3.

Raccordement de diverses nomenclatures en usage

APPELLATION COURANTE (Mineurs)	CONST MACR. (Heerlen 1935) d'après Stopes-Potonie	CONGRES d'étude de Bochum	STACH Lehrbuch... (1935)	THIESSEN (U. S. A.)	DUPARQUE (étude du charbon du Nord de la France)	
FUSAIN	FUSAIN	FUSAIN	FUSAIN	Mineral Charcoal	Fusain	Tissus ligneux
Charbon BRILLANT	VITRAIN	Semi/Fusain Matières de transition	PRO.-	bright coal	Xylain	Substance fondamentale ou ciment amorphe
	CLARAIN	Pro vitrain	EU.-	anthraxylon	Xylo-Vitrain	
Charbon MAT	DURAIN	Structuré VITRAIN amorphe	Humo.-	translucent attritus	Charbons de Cutiné	
		CLARAIN	Eu.- Opaque	Splint		

Le tableau de correspondance (tableau 3) des diverses nomenclatures en usage jusqu'ici montre utilement les passages possibles d'un système de classification à un autre.

Nous avons adopté, pour notre examen des

couches de charbon d'André Dumont, la terminologie de Heerlen du point de vue de la description et de la composition qualitative des houilles examinées. Nous avons cherché en outre à préciser, de façon analogue à Stach, le genre particulier de

durain rencontré grâce à ses subdivisions en humo-durain — eudurain et durain opaque.

Nous avons cherché ensuite à aller plus loin dans la caractérisation *quantitative* des divers constituants du charbon. Grâce à l'utilisation d'oculaires gradués et d'un verre dépoli à réseau quadrillé de dimensions de maille connues, nous avons entrepris de fixer d'abord la proportion approximative en pourcents des deux constituants principaux en lesquels la houille se subdivise : parties ligneuses (anthraxylon des Américains) et corps figurés. Secondairement, la partie ligneuse a été scindée en ses composants : collinite apparemment amorphe, tellinite et semi-fusinite, le fusain étant, lui, évalué à part.

Une autre particularité importante à noter est la *structure rubannée* du charbon. Les bandes brillantes sont formées de vitrain et de clarain et les bandes mates, de houilles riches en corps figurés.

Ces différentes bandes peuvent avoir diverses épaisseurs. (1)

Le tableau 4 donne le schéma que nous avons adopté pour ranger les échantillons rubannés selon leur apparence, et ce, sans préjuger de leur composition centésimale.

Nous verrons plus loin comment nous avons cherché à représenter graphiquement ces types différents de dispositions stratifiées.

Le tableau 5 groupe les particularités les plus importantes des houilles en fonction de la composition centésimale en composés ligneux.

(1) Notons qu'en 1951 a paru, sous les auspices de la Deutsche Kohlenbergbau-Leitung, un atlas extrêmement bien fait des différents aspects de constituants macro- et microscopiques mis en évidence sous divers grossissements en général par la technique de l'examen sous immersion d'huile dans toute une gamme de charbons. Cet atlas, dont la publication comble une lacune, peut être considéré comme un véritable ouvrage de référence.

TABLEAU 4

Désignation	Épaisseur des bandes	Remarques
Rubannage grossier	Supérieures à 2 mm	Aspect visible à l'œil
Rubannage fin en bandes	De 2 à 1/2 mm	Idem
Microrubannage en stries	Inférieures à 1/2 mm	Bandes invisibles à l'œil
Rubannage mixte		Mélange de bandes finement et largement rubannées.

TABLEAU 5.

Classification par composition centésimale

DESIGNATION (Heerlen & Stach)	PROPORTION		NATURE DES CORPS FIGURÉS	STRUCTURE DU CHARBON	
	Comp. ligneux %	Corps figurés %		Aspect	Rubannage
COLLINITE	100 %	—	néant	brillant-fracturé	masse homogène
TELLINITE	90 à 95	10 à 5	lentilles de semi-fusinite, bandes de ms, quelques macros pores	id.	fin
HUMO A EUDURAIN	90 à 75	10 à 25	prépondérance de matières humiques, présence de spores et micrinite	brillant-clivé	grossier, fin ou microscopique
EUDURAIN	75 à 50	25 à 50	matières humiques et micrinite à spores en quantités plus ou moins égales	lustré-compact	fin ou microscopique
EUDURAIN A DURAIN OPAQUE	50 à 25	50 à 75	micrinite prépondérante, présence de spores et matières humiques	terne-compact	fin à microscopique
DURAIN OPAQUE	< 25	> 75	micrinite (presque totalement), spores et matières humiques par places		

TECHNIQUE DE L'EXAMEN OPTIQUE EXPRESSION DES DONNEES RECUEILLIES

1) L'examen macroscopique permet de noter la répartition du rubannage que l'on reporte sur une coupe en vraie grandeur.

2) L'examen à faible grossissement précise les zones de rubannage fin et permet de juger en gros de la disposition relative des constituants.

3) L'examen à fort grossissement, d'abord à sec, puis précisé sous huile, permet : a) l'identification précise ; b) le dénombrement approximatif des proportions centésimales de chaque constituant.

On se trouve donc, à la suite de ces opérations, en présence des renseignements suivants :

- Epaisseur des subdivisions de la veine de caractère homogène.
- Disposition du rubannage
- Nature des composants
- Proportion pour cent des composants dans chacune de ces subdivisions

L'ensemble de ces renseignements qualitatifs et quantitatifs *permet seul* une connaissance pétrogra-

phique complète de chaque pilier. Il reste maintenant à convenir de représentations graphiques permettant d'une part, de juger qualitativement d'un coup d'œil des proportions de divers types de houille, de leur rubannage ainsi que des stériles, inclusions, clivages, etc... existant dans la veine étudiée, et d'autre part, d'apprécier la composition quantitative centésimale du charbon du toit au mur.

La légende qui suit (tableau 6) regroupe les signes conventionnels choisis pour représenter les caractères principaux structurels des parties distinctes des piliers examinés. Nous en avons fait choix pour représenter en coupe les types moyens auxquels nous nous sommes arrêtés après avoir :

1) reporté graphiquement à l'échelle 1/1 le résultat de nos observations (travail d'analyse) ;

2) réduit une première fois la figuration à l'échelle 1/2, en faisant une première synthèse ;

3) porté à l'échelle 3/10 choisie pour le rapport, en faisant un regroupement définitif des catégories principales.

Légende des types de roche figurant dans les coupes
(Description qualitative de la veine).

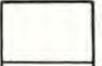
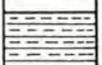
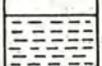
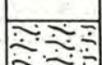
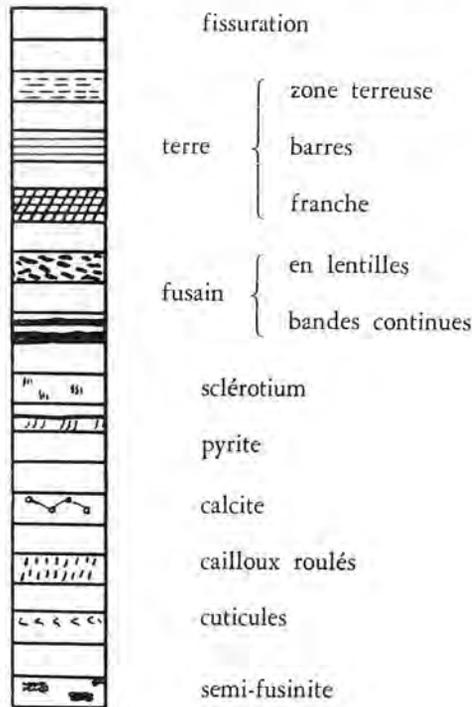
	VITRAIN (Coll. & Tell)	CORPS FIGURES	DESIGNATION Heerlen/Stach	RUBANNAGE	REMARQUES	
I		100 à 95 %	0 à 5 %	Vitrain	inexistant	Homogénéité
II		95 à 75 %	5 à 25 %	Clarain	fin	
III		de	de	Humodurain	grossier	Grande diversité de rubannage
IV		75 %	25 %	id.	fin	
V		à	à	Humo à Eudurain	fin	
VI		50 %	50 %	Eudurain	fin	
VII		de 50 % à	de 50 % à	Eudurain	microscopique	
VIII		25 %	75 %	Durain opaque	id.	
IX		< 25 %	> 75 %	Durain opaque	masse homogène à lentille de vitrain	

TABLEAU 6.

Particularités structurales : clivages, inclusions, etc.



Concernant la figuration des compositions centésimales des fractions successives retenues dans notre dernier regroupement des types résultant du 3^o ci-dessus, se reporter au tableau 7.

A l'aide de ces figurations, appuyées du minimum de texte indispensable, nous avons pu, pour chaque veine, dresser les coupes et graphiques schématisant de très près les caractères principaux observés lors de l'examen pétrographique détaillé.

Nous nous trouvons maintenant à même d'aborder l'examen particulier de chaque veine.

Remarque

Pour l'examen de proche en proche du pilier, nous avons dû nous baser sur les indications générales de puissance, communiquées par le Charbonnage sur la position des bancs de schiste, etc..., afin de raccorder les diverses gaillettes jointives enfermées sans autres indications dans les caisses reçues.

En principe, il serait évidemment préférable que celui qui fait l'étude pétrographique, assiste autant que possible au prélèvement au fond et note soigneusement sur place tous les éléments qui seront nécessaires au cours de l'étude au laboratoire, marque séparément chaque échantillon jointif et indique les raccordements entre eux.

Parmi ces éléments, les coordonnées selon les trois dimensions du lieu exact de prélèvement, sont très importantes.

Application

VEINE A(0,85 m) —
Couchant nord Première Recette.

Le pilier reçu se compose de sept gaillettes formées, soit de charbon brillant riche en vitrain, soit de charbon compact et d'aspect mat, alternant en un rubannage tantôt grossier, tantôt très fin. Les passages de terre sont bien visibles; on trouve en place des parties du toit gréseux et du schiste typique du mur à empreintes de végétaux hachés.

Dégrossissage chimique.

Selon son aspect à l'œil nu, le pilier a été divisé en 20 échantillons d'apparence aussi homogène que possible et de quelques centimètres de puissance. Ceux-ci, après choix d'un échantillon bien intact pour l'examen microscopique, ont été broyés, passés au tamis de 150 et soumis à la détermination des teneurs en humidité, cendres, matières volatiles (évaluées sur brut et sur pur) et en soufre total.

L'aspect des cendres et des culots des matières volatiles a aussi été noté comme éléments de nature à aider à caractériser en première approximation les diverses fractions de la veine.

Le tableau 8 regroupe l'ensemble de toutes ces données.

TABLEAU 7.

Composition moyenne des divers types de charbon des veines

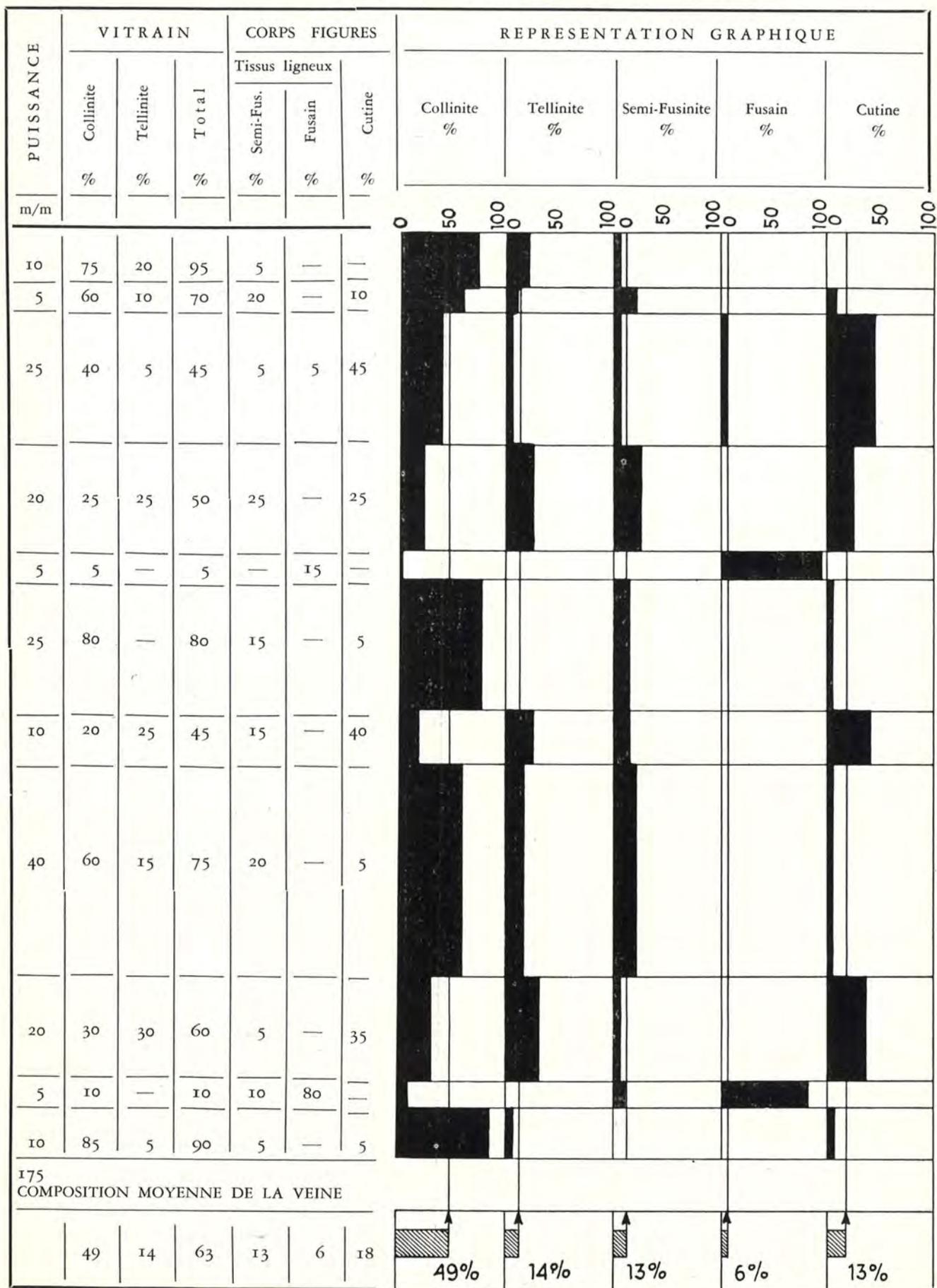


TABLEAU 8.

ANDRE DUMONT.

VEINE « A »
(0,85 M à 807 M Ct Nd 1^{re} recette).

Dégrossissage

Désignation des gaillettes		Echantillon		Remarques et caractères pétrographiques généraux	H ₂ O %	Cendres		Matières volatiles			Soufre total %	
nom	puissance cm	N ^o	puissance m/m			%	couleur	% sur brut	% sur pur	Aspect du culot		
TOIT		1	20	→ Grès — Charbon brillant riche en vitrain	1,09	11,9	légèr ^t roses	27,8	31,6	Boursf. Friable Gris	1,70	
		2	8	— Petite barre de terre (schiste)	—	49,7	id.	19,0	37,7	Noir	—	
		A	19,1	3	— Charbon compact, gris, brillant à veine de vitrain de 0,2 à 2 m/m. — Présence de nodules de terre — Clivage par plans verticaux se coupant à angle droit.	0,8	8,1	blanches	25,8	28,1	Gris Assez dur boursf.	0,90
				4		1,05	4,4	légèr ^t roses	27,3	28,5	Gris Boursofflé Moy. dur	0,95
				5		0,8	7,6	grisâtres	26,1	28,2	Gris Boursf. Assez dur	0,84
				6		1,0	5,4	blanches	27,4	28,9	Gris Boursf. Friable	0,96
		7	10	— Barre de schiste	1,1	48,1	grisâtres	17,4	33,6	Noir Friable	0,50	
B	20,1	8	— Charbon d'aspect gris clair à quelques bandes de vitrain	0,6	4,0	blanches	28,2	29,3	Mousseux Gris	0,94		
		9		1,3	5,0	blanc rosé	28,3	29,8	id.	1,17		
		10	58	— Clivages ⁺ , calcite et pyrite dans les joints	0,9	5,1	grisâtres	26,7	28,1	Gris-dur serré	1,94	
		11	60		0,9	2,9	blanches	27,6	28,4	Mousseux Friable Gris	0,86	
		C	23,0	12	— Humodurain à spores très évolués	1,1	2,8	id.	30,1	31,0	id.	1,01
13	→ Nodules de terre en «cailloux roulés» parfois pyritiques			0,9	8,6	légèr ^t roses	28,7	31,4	Gris-dur serré	0,92		
14	77			0,75	3,2	blanc rosé	26,7	27,6	id.	0,82		
D	13,0	15	90	0,86	3,2	id.	26,2	27,1	Gris à terre serré	0,82		
		16	78	— Humodurain à spores dans micrinite (à la base de 17, une bande de fusain de 10 m/m)	0,8	3,1	id.	26,8	27,6	Gris écailleux	0,83	
E	8,2	17	52	1,0	4,5	id.	27,7	29,0	id.	0,91		
		18	82	65 charbon 17 barré	0,65	27,6	brun rouge	23,4	32,3	id.	4,50	
F	5,7	19	57	— Ter. et bar. d. schistes à foss. Veinules de p.	0,50	35,4	id.	19,5	30,5	Noir Peu dur	12,75	
G	7,1	20	71	— Charbon à micrinite filiforme collé au schiste du toit. Quelques passées de terre - Pyrite	0,80	26,4	brun rougeâtre	22,6	30,7	Gris terre Assez dur	3,26	
		MUR		→ Schiste du mur								

Echantillon N° Class./Veine	Petrographique		Section en Profil	Caractère général des grandes subdivisions	Fissuration Clivage Inclusions	Remarques		Représentation graphique								
	Puissance m/m					Divers	Photo	Collinite	Tellinite	Semi-Fusinite	Fusain	Cutine				
282/15	10,0	—		— Collinite à lentilles de fusain — Clarain	— Cailloux roulés —	passage de cuticules										
	15,0	—		Eudurain finement rubanné												
	30,0	—		Vitrain fracturé												
	13,3	—		Eudurain à ruban. fin à microscop.	terre	SK										
	13,3	—		Humodurain à fusain et terre												
283/16	15,0	—	Humodurain grossièrement rubanné													
	6,7	—	Clarain fracturé				(X) 14									
285/17	30,0	—	Humodurain à rubanage grossier	Fissuration prononcée												
	73,3	—					(X) 100									
286/18	10,0	—		Eudurain à rubanage microscopique												
	10,0	—		Vitrain à lentilles de fusain				(X) 75								
	106,7	—		Humo à Eudurain	fort riche en pyrite	SK										
287/19	13,3	—		terre												
	16,7	—		Vitrain barré de terre	terre											
	13,3	—		Clarain	Pyrite et terre											
288/20	13,3	—	Eudurain finement rubanné	id.												
	56,8	—	Humo à Eudurain	Riche en pyrite												

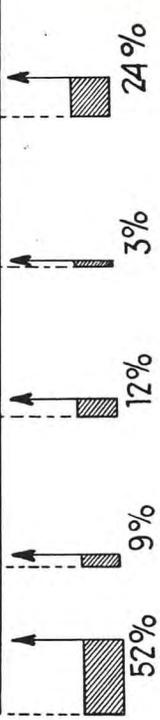


TABLEAU 11

Veine	Ech.	Cotes à partir du toit cm	Puissance de la zone caillouteuse mm	Densité	Remarques
A	5	5	1	peu nombreux	
	15	45—65	20	nombreux	
	25	54—69	15	assez nombreux	

Les figures 1 à 4 illustrent au grossissement quatorze fois à sec des aspects caractéristiques des différents types de charbon de la veine A ; tandis que les figures 5 à 10, prises à un grossissement de cent fois sous huile, mettent en évidence des détails des corps figurés types enregistrés lors de l'examen microscopique. Ces planches sont commentées en marge, ce qui nous dispense d'explications supplémentaires.

Remarque.

Une particularité de certains charbons provenant d'André Dumont, et c'est notamment le cas de la veine A, surtout au niveau de 45 cm à partir du toit (échantillon n° 13), est de présenter des nodules de terre de forme arrondie à elliptique de quelque 1/10 à quelque 1/100 de millimètre, alignés selon leur grand axe dans le sens de la stratification. Le charbon présente autour de ces nodules une allure fluide modelant la disposition des divers corps figurés autour de ces « cailloux ».

Ces nodules sont bien localisés et peuvent présenter un certain intérêt, notamment pour des essais de raccords stratigraphiques.

A noter que nous avons déjà reconnu la présence de ces « cailloux » dans des morceaux de charbon à 29,8 % de matières volatiles, reçus du Charbonnage d'André Dumont en septembre 1936. Des nodules de ce genre sont constatés dans les charbons des veines suivantes.

Pour la veine A, nous avons pris une gamme de photos (fig. 11 à 14) à divers grossissements qui

permettent de se faire une idée exacte de la composition et de la disposition de ces nodules dans le charbon.

Notons encore que, fort souvent, certains de ces cailloux portent des plages irrégulières de pyrite en relief.

L'atlas de la Deutsche Kohlenbergbau-Leitung montre des corpuscules analogues (pages 207 à 209).

* * *

Nous avons dit l'intérêt toujours plus grand accordé aux études pétrographiques pour l'identification des charbons et le raccord des veines.

Mais cet examen peut aussi donner des indications précieuses du point de vue exploitation et valorisation des charbons.

On sait que ce sont les poussières de vitrain qui sont les plus dangereuses du point de vue explosion, de même que les charbons les plus riches en vitrain sont les plus susceptibles de s'enflammer spontanément. Par contre, c'est surtout le durain qui, dans les charbons, est à la source des dégagements de grisou.

Du point de vue production de coke, si le charbon à mettre en œuvre est riche en durain, on aura avantage à le séparer puis à le soumettre à un broyage spécial poussé. Les spores et cuticules sont avant tout responsables de la production du goudron.

Pour l'hydrogénation on choisira de préférence un charbon comportant beaucoup de durain riche en spores et un vitrain évolué, c'est-à-dire pauvre en oxygène.

VEINE « A »

Echantillon N° 3 — Aspect caractéristique d'eudurain à lentilles de semi-fusinite.



← lentille
de semi-fusinite

N° 1. — $\times 14$ à sec. \perp strat.

Echantillon N° 6. — Trois passées de terre dans l'humodurain à spores.

Terre →



Terre →

← Ms

Terre →

← Terre

N° 2. — $\times 14$ à sec. \perp strat.

N. B. — Toutes les coupes de ce travail sont faites perpendiculairement à la stratification.

VEINE « A »

Echantillon N^o 16. — Humodurain à spores.
Tissus ligneux et micrinite. (2 aspects).



← Collinite

N^o 3. — × 14 à sec. + strat.

Semi-fusinite →



← Semi-fusinite

← Collinite

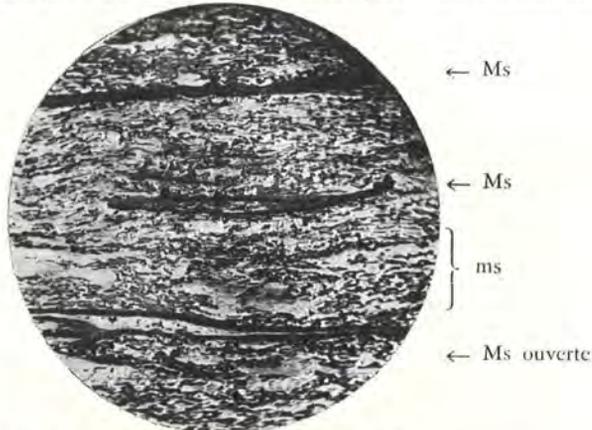
} Semi-fusinite

N^o 4. — × 14 à sec. + strat.

VEINE « A »

Echantillon N° 10 — *Eudurain*.

Micrinite : petites macrospores à minces parois et microspores dans collinite de fond.



N° 5. — $\times 100$ immers. d'huile. \perp strat.

Echantillon N° 14. — Etude de détail de la masse de fond faite de collinite et de tissus ligneux très évolués.

T/L
↓



N° 6.
 $\times 200$ s/h. \perp strat.

↑ SK
↓ T/L



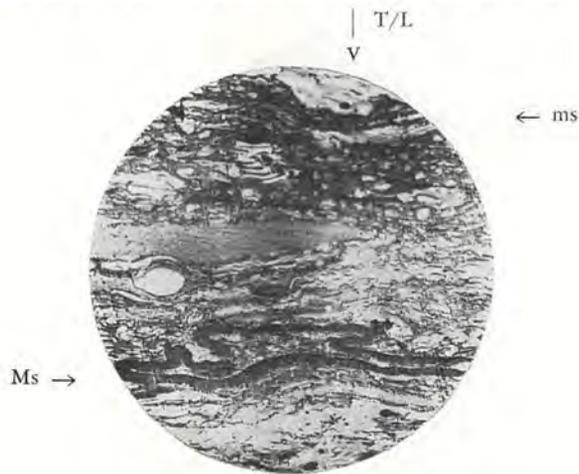
← SK
← Collinite

N° 7.
 $\times 200$ s/h. \perp strat.

↑ T/L

VEINE « A »

Echantillon N^o 17. — Ms à exines contournées sans micrinite riche en tissus ligneux très évolués.



N^o 8. — $\times 75$ s/h. \pm strat.

Echantillon N^o 17. — Détail à plus fort grossissement.



N^o 9. — $\times 150$ s/h. \pm strat.

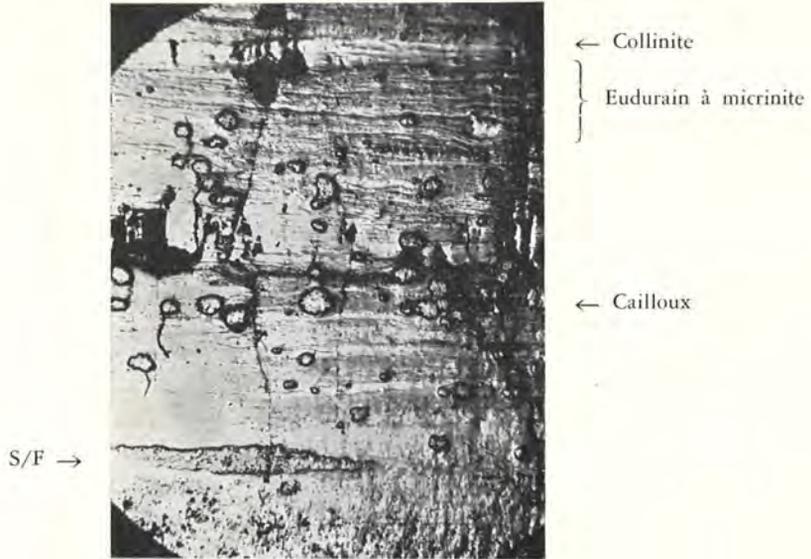
Echantillon N^o 20. — Aspect caractéristique d'humodurain filiforme à grains de pyrite.



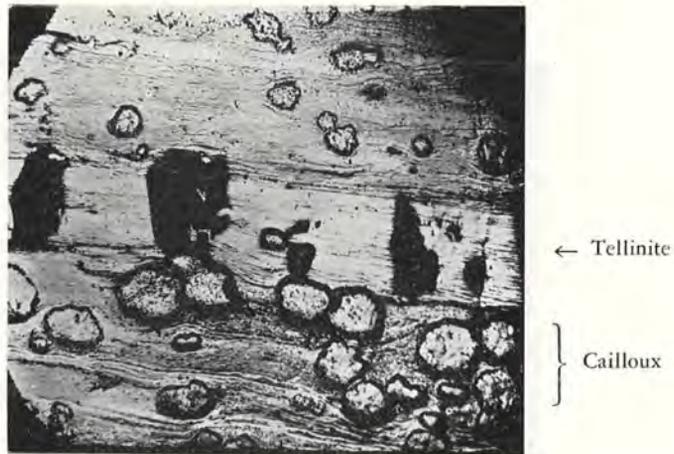
N^o 20. — (Pyrite en jaune telle qu'elle est vue) (dans l'original).

VEINE « A »

Aspects divers à grossissements différents des « cailloux » de l'échantillon N° 13.



N° 11. — $\times 14$ à sec. + strat.



N° 12. — $\times 35$ à sec. + strat.

VEINE « A »

« CAILLOUX » (suite).
Cailloux

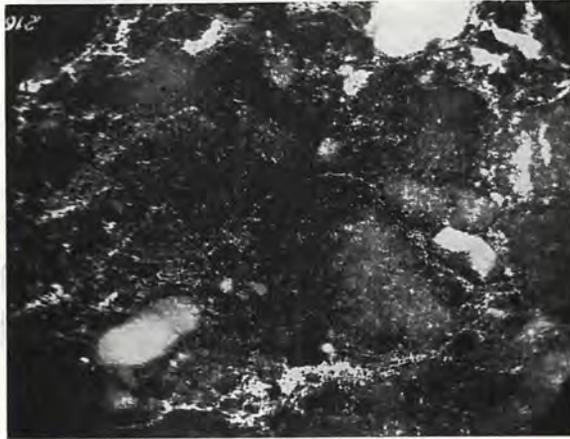
← Tellinite

← SK

← Eudurain

N^o 13. — \times 75 s/h. \perp strat.

Détail à fort grossissement sous huile d'un « caillou ».
Noter l'aspect cristallin de quelques plages.

N^o 14. — \times 150 s/h. \perp strat.

Le deuxième nivellement général

par L. JONES,

Chef du Service de Nivellement de l'Institut Géographique Militaire.

VOORWOORD.

Het Militair Geografisch Instituut heeft de Tweede Algemene Waterpassing van het Rijk beëindigd voor wat het net van eerste orde betreft. Het plaats en de metingen van de merktekens werden uitgevoerd in 1947 en 1948. Onder de impuls van de Directeurs-Generaal, Majoor S. B. H. Gilliard en Generaal Herbilon, die zich aan het hoofd van het Instituut opvolgden werd dit belangrijk werk energiek en nauwgezet doorgevoerd door Ingenieur L. Jones, Hoofd van de Dienst der Waterpassing en zijn medewerkers.

Men zal zich rekenschap geven van het belang van die taak indien men nagaat dat de polygoonmetingen een lengte bereikten van 2.356 km en dat er 3.115 punten gemerkt werden, niet meegerekend de 208 merkpunten die van het Bestuur der Openbare Werken afhangen.

Na compensatie werd de waarschijnlijke fout per kilometer gelijk bevonden aan 1,2 mm.

Tot nu toe bevestigen de resultaten hetgeen een nauwkeurige ontleding van het reliëf reeds liet voorzien : in overeenstemming met hetgeen in andere landen werd waargenomen, vervormt de bodem van België zich. Onafhankelijk van iedere isostatische invloed vervormt hij zich in overeenstemming met een bepaald tectonisch net.

Ten overstaan van de geologie en de tectonische geomorphologie, is het niet zonder belang te weten dat in het algemeen Laag- en Midden België neiging hebben te verzakken, terwijl ten Zuiden van de Maas en Sambrelij, al de verkende punten een verheffing vertonen (1).

In het détail doen de zaken zich nog meer afgetekend voor. Aan de kust zijn de grootste verzakkingen waar te nemen rond het Zwin, terwijl er in de omgeving van Veurne neiging tot verheffing bestaat, hetgeen de waarnemingen bevestigt, die men langsheen het strand kan verrichten.

De verzakking zet zich voort langsheen de grens van Zeeland en bereikt de Beneden-Schelde, hetgeen de maregraphische waarnemingen van de HH. Bonnet en Lamoën en de proefnemingen van het Laboratorium voor Hydraulische opzoekingen van Borgerhout bevestigt. Ten slotte dient de verheffing van de streek van Mélandois en te Stambruges, deze van de anticlinal van Bonsecours, vermeld. Gans de streek der Ardennen verheft zich, maar de voornaamste verheffingen doen zich voor in de middenste zone van de Eifelkam.

Dit alles leidt tot de conclusie dat men voor de gedeeltelijke waterpassingen de oude merkpunten moet opgeven en zich moet steunen op de merkpunten die reeds bepaald werden door de Tweede Algemene Waterpassing en zijn repertorium. Als de waterpassingen van tweede en derde orde zullen geëindigd zijn, zal het geheel een objectief document vormen, geldig voor enige jaren, maar dat totale of gedeeltelijke periodische revisies zal moeten ondergaan.

De beschouwingen van de Heer L. Jones dienen de aandacht gaande te maken van al de mijnontginners en van ieder die in de mijnbouwkunde belang stelt. Niet alleen zal het toelaten de coördinaten van de schachten, oorsprong van de ondergrondse werken, te herzien maar in zake schade aan de bovengrond zal het de mogelijkheid scheppen beter de scheiding te trekken tussen hetgeen aan de natuurlijke vervormingen der aarde en hetgeen aan de mijnwerken moet toegeschreven worden.

(1) L. JONES — *Les premiers résultats de la comparaison du Deuxième Nivellement Général (1948) avec les nivellements anciens* (Bul. Soc. Belge de Géol. - t. LIX - fasc. 1 et 2 - 1950).

Van meet af aan heeft de Tweede Algemene Waterpassing onschatbare diensten bewezen aan de Wetenschappen der Aarde, waarin verscheidene disciplines beginnen te convergeren. Ze heeft reeds bijgedragen tot de verrijking van het wetenschappelijk patrimonium van België en tot het hooghouden van de goede faam dat het in het buitenland geniet.

Major Ch. Stevens,
Docent Emeritus in de Geologie aan
de Koninklijke Militaire School.

AVANT-PROPOS

En réseau de premier ordre, l'Institut Géographique Militaire vient de terminer le Deuxième Nivellement Général du Royaume (le DNG) : l'établissement des repères et les mesures ont été effectués en 1947 et en 1948. Sous l'impulsion des Directeurs Généraux qui se sont succédé à la tête de l'Institut, le Major B.E.M. Gilliard et le Général Herbillon, cet important travail a été énergiquement et minutieusement poursuivi par M. L. Jones, Ingénieur — Chef du Service de Nivellement, et par ses collaborateurs.

On se rendra compte de l'importance du travail quand on apprendra que les cheminements ont atteint 2,556 kilomètres et que 3,115 points ont été repérés, sans compter le raccord de 208 repères dépendant de l'Administration des Travaux publics.

Après compensation, l'erreur totale probable au kilomètre a été trouvée égale à 1,2 mm.

A ce jour, les résultats acquis sont ceux que laissait prévoir une analyse minutieuse du relief : conformément à ce qui a été constaté dans d'autres pays, le sol belge se déforme. Indépendamment de toute influence isostatique, il se déforme suivant un canevas tectonique établi.

Vis-à-vis de la Géologie et de la Géomorphologie tectonique, il n'est pas indifférent de savoir qu'en général, la Basse et la Moyenne Belgique tendent à s'abaisser, tandis qu'au sud de la Sambre-Meuse, tous les points reconnus indiquent un relèvement. (1)

Dans le détail, les choses sont encore plus nettes. Au littoral, les plus grands affaissements s'observent vers le Zwiijn, tandis qu'aux environs de Furnes, il y a tendance au relèvement, ce qui confirme les observations que l'on peut faire le long des plages.

L'affaissement se poursuit le long de la frontière zélandaise et il atteint le Bas-Escaut, ce qui confirme les observations marégraphiques de MM. Bonnet et Lamoën et les expériences du Laboratoire de Recherches hydrauliques de Borgerhout. Enfin, il faut noter le relèvement du Mélandois et, à Stambruges, celui de l'anticlinal de Bonsecours. Si toute l'Ardenne se relève, les relèvements les plus importants s'observent dans la zone médiane de la surélévation de l'Eifel.

Tout cela mène à la conclusion qu'au cours de nivellements partiels, il faut abandonner les anciens repères et se raccorder à ceux qui sont déjà définis par le DNG et par son répertoire. Quand les nivellements de deuxième et de troisième ordre seront terminés, leur ensemble constituera un document objectif, valable pour quelques années, mais qui devra être soumis à des révisions périodiques totales ou partielles.

Les considérations exposées par M. L. Jones doivent attirer l'attention des mineurs et de tous ceux qui s'intéressent à l'art des mines. Non seulement elles permettront de reviser les coordonnées des puits, origines des travaux profonds, mais, en matière de dommages à la surface, elles permettront de mieux dégager ce qui incombe aux déformations naturelles de ce qui incombe aux travaux miniers.

Dès à présent, le Deuxième Nivellement Général a rendu d'immenses services aux Sciences de la Terre où différentes disciplines commencent à converger. Il a contribué déjà à enrichir à la fois le patrimoine scientifique de la Belgique et à maintenir le bon renom dont elle jouit à l'étranger.

Major Ch. Stevens,
Chargé de Cours Emérite de Géologie
à l'Ecole Royale Militaire.

(1) L. JONES — *Les premiers résultats de la comparaison du Deuxième Nivellement Général (1948) avec les nivellements anciens* (Bul. Soc. Belge de Géol. - t. LIX - fasc. 1 et 2 - 1950).

A la fin de la première guerre mondiale, l'état du réseau de nivellement de la Belgique ne répondait plus aux besoins de l'époque. L'entre deux guerres ne fit qu'aggraver cette situation. On s'en rendra compte par le bref historique qui suit.

Le Nivellement Général (N. G.)

C'est le premier en date des réseaux belges (1). En 1879 paraissait le répertoire complet des points de ce nivellement ; outre les deux premières parties exposant les détails techniques (instruments, méthodes, compensation) il comporte neuf fascicules (un par province) donnant les définitions et altitudes de 8477 points répartis sur tout le pays.

L'exécution du réseau entier avait duré quelque *trente ans* et ne fut pas guidée par le principe fondamental de la géodésie qui conseille d'aller de l'ensemble vers le détail. En outre, une telle durée devait fatalement entraîner des modifications dans la qualité des instruments employés (niveaux et mires) qui, au demeurant, correspondait aux possibilités de l'époque.

D'autre part, les 8477 points nivelés étaient des points uniquement *définis*, c'est-à-dire qu'aucune marque particulière ne les distinguait ; aucune loi, par conséquent, n'en garantissait la conservation : seuils d'église, de chapelle ou de maison, bornes kilométriques, ouvrages d'art pouvaient être modifiés sans autorisation, et cela est naturel. Enfin, aucun service de *revision* ne fut organisé quoique le Colonel Adan, Directeur de l'Institut Cartographique Militaire, en ait fait remarquer la nécessité : (2)

« Plusieurs repères ayant disparu sans laisser de trace par suite de constructions nouvelles, de réparations, de démolitions, etc..., une vérification rigoureuse sera faite dans un avenir peu éloigné et permettra de marquer sur place les points principaux du nivellement par des plaques et des bornes ».

Si l'état du réseau N. G. laissait déjà à désirer en 1879, on imaginera aisément ce qu'il était devenu vers 1920. A fortiori, après la guerre 1940-45, quelle valeur pouvait-on encore accorder à la plupart de ses points ? Œuvre incontestablement admirable, le N. G. n'en avait pas moins acquis un caractère d'archive. Il avait d'ailleurs rempli son but depuis longtemps : servir de base à l'établissement des courbes de forme de la carte « d'Etat-Major ». Néanmoins il jouissait encore d'une renommée nationale qu'il tenait du fait d'être l'unique réseau complet du pays : n'étant pas remplaçable, il était indispensable. Ce fait a créé la dangereuse illusion que l'altitude de tout point du N. G. a une valeur indiscutable. Il n'en reste pas moins que le N. G. est un réseau peu homogène, d'une précision insuffisante dans bien des cas, dont les

points, souvent difficilement identifiables avec certitude, ont une cote parfois vieille d'un siècle. (1)

Le Nivellement de Précision (N. P.)

Il fut en grande partie réalisé de 1889 à 1892. On pourrait regretter que ce réseau ait été établi dans l'unique but de raccorder les nivellements des pays voisins, en vue de relier les niveaux des différentes mers baignant les côtes de l'Europe (2) ; en effet, la précision du N. P. est analogue à celle que l'on réalise de nos jours, ses points étaient repérés par des consoles en fonte ; malheureusement ceux-ci étaient répartis le long d'une polygonale longeant les frontières et deux traverses (Anvers — Mons et Liège — Givet), soit, au total, quelque 2.000 repères. Aucun service de revision n'ayant été assuré, il subsiste actuellement environ 1 repère sur 8, les repères subsistants étant souvent groupés dans une même région.

Les autres réseaux de nivellement belges.

Ils peuvent être classés en deux catégories :

a) Les réseaux locaux établis par l'I.C.M. (3)

Depuis 1920, certains besoins ont forcé l'I.C.M. à établir des réseaux locaux de nivellement *repéré* : on en trouve dans le nord de la Flandre, de la province d'Anvers, dans les vallées de l'Escaut et du Demer, dans la région de Stavelot. Ce qui prouve bien l'insuffisance du N. G. et du N. P. Il est à remarquer que ces réseaux locaux furent, chaque fois que c'était possible, rattachés à un repère du N.P.

b) Le réseau des voies navigables établi par les Travaux Publics.

Entamé au cours de la dernière guerre, il couvre actuellement la moitié nord du pays. Il était également le résultat d'une nécessité ; maintenant que l'I.G.M. poursuit l'établissement d'un nouveau réseau, il n'entre plus dans les intentions des Travaux Publics d'étendre son réseau dans le restant du pays. Ce réseau est repéré ; son système de cotes sera sous peu raccordé à celui du D.N.G.

Le Deuxième Nivellement Général (D.N.G.)

En 1945 l'établissement d'un nouveau réseau fut décidé. Si ce réseau devait servir de base à l'altimétrie de la nouvelle carte de Belgique, il devait également être un travail d'utilité publique et scientifique.

Nous ne saurions mieux le présenter que par l'extrait suivant :

(1) La comparaison des cotes N. G. avec les cotes récentes montre des différences qui sont, en moyenne, de l'ordre du décimètre, mais atteignent parfois le, ou les, mètres.

(2) La surface origine du N. P. (niveau moyen de la mer à Ostende) se situe 2,012 m. au-dessus du Zéro D.

(3) Institut Cartographique Militaire, appelé depuis 1947 : Institut Géographique Militaire.

(1) Surface origine = zéro D = niveau moyen des basses mers à Ostende.

(2) Avant-propos du Répertoire des repères, daté du 15 août 1879.

« De toutes les opérations géodésiques et topométriques, c'est le nivellement qui a les plus nombreux usages. La plupart des travaux effectués sur le terrain exigent des nivellements préalables. C'est aussi le nivellement dont les usages requièrent en bien des cas le plus d'exactitude, en raison du rôle joué par l'eau. Et c'est lui en effet, qui peut s'effectuer aujourd'hui de la manière la plus précise.

» Son extrême précision l'adapte à certaines recherches scientifiques du plus haut intérêt. C'est ainsi, qu'il est l'arme de choix pour l'étude des mouvements lents ou brusques de l'écorce terrestre. Il permet également l'analyse des variations légères du niveau moyen de la mer dans l'espace et dans le temps. » (1)

Le D.N.G. est réalisé suivant les méthodes modernes, avec le matériel Wild ; niveau de haute précision N. III et mire à ruban d'invar gradué en centimètres. La précision de lecture est le 0,1 mm lu, le 0,01 mm estimé. Les repères sont en fonte, marqués d'une matricule sur la face avant ; la distance moyenne entre deux repères successifs d'une même polygonale est de 800 m.

Le réseau de premier ordre, sur lequel s'appuient les 2^e et 3^e ordres, est terminé ; il a été nivelé en 1947-1948. Son développement total est de 2356 km, pour 3115 repères. Il couvre tout le pays d'un ensemble de 18 polygones. Sa précision est caractérisée par une erreur totale probable après compensation de 1,2 mm pour 1 km de nivellement double (moyenne d'un aller et d'un retour). Ce réseau peut être classé dans la catégorie des nivellements de haute précision, selon les dernières conventions internationales.

Les résultats ont fait l'objet d'une publication, parue en 1949, sous le titre :

« Deuxième Nivellement Général — Répertoire des définitions et des altitudes des repères. Fascicule 1. — Réseau de premier ordre » (2).

Les réseaux des 2^e et 3^e ordres sont en cours d'exécution ; fin 1951, ces réseaux sont achevés le long de la côte, dans une bande centrale entre les parallèles de Deinze et de Soignies ; le 2^e ordre est terminé autour d'Anvers et, en Ardenne, entre les parallèles de Marche et de Neufchâteau.

La densité finale des repères du réseau DNG est prévue de telle façon que l'on pourra trouver, en un point quelconque du territoire, au moins un repère à 5 km de distance (au maximum).

(1) J. VIGNAL — *Nivellement de précision* (Publ. techniques de l'I. G. N. — Paris 1948).

(2) On peut se procurer cette brochure en effectuant un versement de 75 fr. au C. C. P. n° 224.34 de : I. G. M. — Service de vente des brochures — Tir National — Bruxelles (mentionner : nom — adresse — titre du fascicule).

Revision.

Depuis 1950, la revision a été commencée de façon systématique. Fin 1951, le premier ordre était entièrement révisé. Les 2^e et 3^e ordres existants déjà seront révisés à partir de 1952. Les conclusions de ces deux années de revision confirment les enseignements du passé. Nous voudrions ici attirer l'attention sur le fait que le public peut nous apporter une aide précieuse dans ce travail : par exemple, que l'occupant d'un immeuble sur lequel est placé un repère nous signale tout accident survenu à celui-ci (disparition, construction projetée pouvant rendre le repère inutilisable, etc...) ; ou que les usagers du réseau DNG (géomètres des mines, topographes...) nous avisent de leurs constatations. Une telle collaboration se traduit finalement par une économie des deniers de l'Etat, aussi bien que de ceux du public.

Nous terminerons ces considérations en développant un point qui intéresse particulièrement les Charbonnages, à savoir en quoi le DNG peut leur être utile.

On sait couramment que la comparaison de deux nivellements horizontaux d'une même ligne, espacés dans le temps, donne des renseignements sur les mouvements du sol. Ceux-ci peuvent avoir une origine que nous dirons « naturelle » pour les distinguer des mouvements provoqués par des travaux humains, telles les exploitations minières.

Les premiers mouvements, d'origine « naturelle », peuvent avoir une amplitude plus ou moins grande et être plus ou moins localisés dans l'espace ; ils peuvent être lents, d'allure « séculaire », correspondant à des mouvements d'ensemble de l'écorce terrestre, ou être relativement brusques, le sol se déformant suivant une mosaïque de panneaux, séparés par des lignes de faiblesse relative (failles par ex.) Ces derniers mouvements peuvent provoquer des dégâts à la surface, comme d'ailleurs les mouvements entraînés par les exploitations minières.

Il s'ensuit que, dans une région minière, soumise également à des mouvements « naturels » du sol, se posera la question importante de connaître la cause réelle des dommages à la surface. Tel est le cas de la vallée de la Haine : sa géologie est complexe ; du point de vue géophysique, elle est le siège de séismes fréquents et se situe dans une zone où l'isostasie semble devoir jouer un rôle important ; enfin, elle est une région de charbonnages.

Nous pensons personnellement que l'établissement du réseau DNG pourra apporter dans une pareille région une aide précieuse dans la question des dommages à la surface. La précision des nivellements modernes est telle que l'on en attend des renseignements sur des phénomènes aussi complexes que, par exemple, l'action luni-solaire sur la verticale. Pour rester dans le domaine de ce qui est réalisé, et non de ce qui fait l'objet d'études (et celles-ci sont nombreuses), disons qu'il existe des méthodes (utilisées principalement au Japon) qui permettent d'exploiter les résultats des nivellements de précision dans le sens d'une détermination de

l'inclinaison éventuelle d'un panneau indéformable (portion de l'écorce terrestre), ainsi que l'azimut de cette inclinaison. On entrevoit ici la possibilité de discriminer les mouvements d'ensemble (d'origine naturelle) des mouvements beaucoup plus localisés (d'origine minière). Nous avons déjà quelques éléments qui vont nous permettre d'entreprendre une telle étude dans la région au sud et au nord de Pommerœul.

Par ailleurs, la présence d'un grand nombre de repères, dont les altitudes auront été déterminées dans un ensemble homogène couvrant tout le pays, permettra d'appuyer les nivellements faits par les Charbonnages, en assurant à ceux-ci toute garantie quant à la stabilité des points d'appui : il suffira pour cela de choisir judicieusement ceux-ci ; et s'il s'avérait qu'un ou plusieurs de ces points d'appui auraient pu bouger, la réitération de parties du DNG permettra de déterminer complètement le mouvement supposé.

On voit par ce qui précède le rôle impartial que jouera le DNG dans les régions mentionnées plus haut. Sauf imprévu, les réseaux des 2^{me} et 3^{me} ordres seront entamés, en 1952, dans la vallée de la Haine, prolongée par le bassin de

Charleroi. Afin qu'ils aient le plus grand rendement, les circuits à niveler doivent être choisis judicieusement. Aussi faisons-nous appel à tous : géologues, hydrologues et mineurs, pour qu'ils nous fassent part des lignes ou zones qui seraient à niveler, en spécifiant : les raisons d'un tel choix ; éventuellement, la subsidence ou surrection supposée en mentionnant, si possible, la vitesse d'un tel mouvement. (1)

Ces renseignements ainsi centralisés permettront d'établir un réseau approprié à la région considérée, réseau qui aura le double avantage d'être immédiatement utile au plus grand nombre et de permettre dans l'avenir de suivre systématiquement les mouvements du sol de quelque nature qu'ils soient.

La Cambre, le 3-1-1952.

(1) Il est entendu que l'appel que nous faisons à la collaboration de ceux qui sont intéressés au D. N. G. ne se limite pas aux Charbonnages des zones à niveler en 1952 ; il s'adresse aussi à tous les autres, ainsi qu'à tous organismes autres que les Mines.

Matériel minier

LA DYNAMIQUE DU MARTEAU-PIQUEUR.

par le Prof. Dr-Ing. L. Engel et le Dipl.-Ing.
H. Gloeckner, Clausthal

Traduit de la revue « Glückauf » du 10 novembre
1951.

Les conditions du travail ont une grande influence sur la dynamique du marteau-piqueur. La matière à abattre, le marteau et l'ouvrier, avec leurs propriétés élastiques, leur masse et leur freinage, forment les éléments d'un système oscillatoire. Ils sont excités par le coup de piston et réagissent les uns avec les autres suivant certains rapports. Leurs relations s'aperçoivent difficilement. Le cylindre, le piston, l'aiguille sont des masses données dont les déplacements relatifs ne sont pas déterminés *ne varietur*, car le piston se meut librement et sa cinématique ne peut être prévue que sous condition. La dynamique d'un tel système, spécialement la succession des chocs, n'est encore explorée qu'imparfaitement et elle fera l'objet du présent travail.

Pour étudier le comportement du marteau, il est nécessaire d'introduire certaines notions caractéristiques qui permettent d'exprimer ses propriétés sous le rapport qualitatif ou quantitatif. Il faut ensuite établir les relations entre ces caractéristiques. Finalement, on sera conduit à construire des modèles d'essai qui représentent exactement la réalité.

En ce qui concerne les marteaux, on a déjà introduit plusieurs grandeurs de comparaison, les unes comme données, les autres par déduction. A la première catégorie appartiennent le poids total du marteau, le poids du piston et celui de l'aiguille, la plus grande course du piston, la pression de l'air comprimé, la pression exercée sur la poignée. Dans la seconde catégorie se rangent : le travail de choc du piston, celui de l'aiguille, le rendement de la percussion pour chacun d'eux, le nombre de coups, la consommation d'air comprimé, la consom-

mation spécifique, les coefficients d'effet utile de l'air et de la percussion, le rendement final, la course rétrograde du piston, la surcompression et le recul.

Ces différentes grandeurs calculées n'ont de valeur utilisable et bien définie que si l'on connaît la loi qui les relie aux données et qu'on peut en donner une expression algébrique. Ceci n'est possible qu'après une analyse précise et s'appuyant sur des résultats de mesures.

L'énergie emmagasinée dans le piston est donnée par

$$A = \frac{pv^2}{2g}$$

Elle représente le travail disponible dans le piston et elle est synonyme de « travail de choc du piston », expression qui n'est pas très heureuse.

Dans la formule, p est le poids du piston en kg, v sa vitesse en m/s et g la gravité en m/s².

v se déduit de l'équation :

$$\int_{t_1}^{t_2} |P + (p \cos \alpha - R)| dt =$$
$$\frac{p}{g} \int_0^v dv = \frac{p}{g} v \text{ (kg/s)}$$

Dans cette formule, on admet que le piston accomplit sa course dans l'intervalle de temps $t_2 - t_1$ et passe du repos à la vitesse v . Il subit l'impulsion de la force P , résultante effective de la pression de l'air comprimé. On obtient cette impulsion à l'aide des diagrammes des indicateurs placés en avant et en arrière du piston.

Dans le premier membre de l'équation, la parenthèse à l'intérieur des crochets se rapporte à la pesanteur et aux frottements. Ce terme est fort inférieur à celui de la pression d'air, mais il ne faut pas le négliger.

(1) Voir le rapport A. Hasse : « Indikatordiagramme von Pressluftwerkzeugen », - Glückauf 72 (1956), B. 555-58.

L'effet du poids du piston dépend de l'inclinaison α de l'axe du cylindre sur la verticale. Le frottement R du piston en fonction du temps ou de l'inclinaison α nous est inconnu. Il dépend du graissage et peut varier notablement en raison du rugueux des surfaces et de la viscosité du lubrifiant, c'est-à-dire de la température. Si on le néglige, on obtient des valeurs exagérées de la vitesse.

Les indicateurs de pression, usités actuellement dans les bancs d'essai pour déterminer le travail de frappe du piston sont chers et compliqués et on leur préfère un autre mode de mesure plus commode. On transforme l'énergie cinétique du coup de piston en un travail mécanique qui s'effectue sur un chemin mesurable. On détermine au préalable, par des essais de tarage, le rapport entre l'énergie de frappe et le chemin à mesurer. Le dispositif de mesure est adapté à l'aiguille et inscrit le chemin qu'il parcourt sous l'effet du choc.

La connaissance de l'énergie A est nécessaire pour établir le bilan de la percussion. Elle a été choisie expressément comme caractéristique par Hoffmann parce que le « travail de l'aiguille, qui » est en définitive le seul concluant, dépend du » rapport du poids du piston à celui de l'aiguille » et de la perte par choc ; par conséquent, il varie » pour un même marteau avec le genre d'aiguille » (2).

Ces considérations plaident plutôt contre que pour l'applicabilité générale des procédés qui, partant de mesures sur un succédané de l'aiguille et d'un tarage par chute de poids, arrivent au travail de percussion d'un marteau fictif ; ou bien ils utilisent directement cette grandeur comme mesure du travail de l'aiguille ou bien ils arrivent à ce même travail de l'aiguille en partant du travail du piston et en passant par des diagrammes du rendement de la percussion.

Pour exprimer quantitativement le rapport entre le travail de frappe du piston A et celui de l'aiguille A_n on a introduit la notion de « rendement de la percussion ».

$$\eta = \frac{A_n}{A}$$

Il vaudrait mieux dire « rendement du coup », parce que, en mécanique rationnelle, la percussion implique l'hypothèse de la complète liberté du corps mobile. Ce rendement dépend de si nombreuses circonstances que les lois générales du choc ne suffisent pas à expliquer clairement les phénomènes de la transmission de l'énergie du piston à la pointe de l'aiguille et la transformation en « travail utile de l'aiguille ». L'énergie du piston frappant ne se transmet qu'en partie (en %) à l'aiguille et celle-ci à son tour n'en transmet à la roche qu'une

partie appelée « travail utile ». Enfin de cette dernière, on n'utilise qu'une partie pour l'abatage proprement dit qui est un travail de fragmentation. Comme on l'a déjà fait remarquer, le travail utile dépend à la fois du maniement du marteau et des propriétés de la roche. En particulier, si celle-ci est très élastique, le taux du travail utile tombe parce que la pénétration de l'aiguille sous l'effet du choc est compensée en grande partie par un rebondissement en arrière. Cette énergie en retour doit être détruite par les oscillations du marteau et le contrecoup sur le bras de l'abatteur. L'aiguille rencontre d'un coup à l'autre des conditions variables et son mécanisme doit réagir différemment. Le fait que la course du piston est libre permet une multitude de possibilités. Les déterminations empiriques du rendement par compression d'éprouvettes montrent bien une certaine dépendance du rapport n du poids de l'aiguille et du piston

$$\eta = \frac{p_n}{p}$$

mais l'allure de la courbe s'écarte fortement de celle qu'assigne la théorie du choc.

$$\eta = \frac{n}{(n+1)^2} (k+1)^2$$

dans laquelle k est l'indice d'élasticité, c'est-à-dire le rapport des vitesses relatives des deux corps avant et après le choc (5).

Il n'y a pas lieu de s'étonner si l'assimilation de l'effet du piston aux conditions idéalisées du choc de deux solides s'écarte en de nombreux points de la réalité. Sur ces phénomènes réels, on se fait des opinions très différentes parce qu'on ne dispose pas encore d'essais assez nombreux. Une investigation précise de ces phénomènes est nécessaire et est rendue possible par les progrès récents de la technique du mesurage et, spécialement, par le procédé électronique.

Cela ne veut pas dire qu'il faille dénier toute valeur aux procédés d'essai usités jusqu'aujourd'hui. Seulement, le domaine de leur validité est assez limité en ce sens qu'ils ne fournissent des résultats comparables que pour un type de marteau et dans certaines conditions d'essai.

L'objet des recherches actuelles doit être de découvrir, par des mesures appropriées, la succession des phénomènes et leurs particularités de façon à pouvoir en déterminer les lois. On fera usage des caractéristiques des outils à percussion. Ce seront par exemple, pour le piston, l'énergie cinétique $mv^2/2$ ou la quantité de mouvement mv ; pour l'aiguille, la quantité de mouvement de préférence au travail. Puisque la durée de l'impulsion imprimée à l'aiguille a une grande importance quant à la

(2) Hoffmann, C. : « Ueber Leistung van Druckluftschlagwerkzeugen und Eichung der Leistungsprüfer », - Bergbau 44 (1951), P. 175-76; Hoffmann, C. : « Prüferergebnisse van Druckluft-Hämmern », - Bergbau 49 (1956), P. 55-57, 67-71.

(5) Hoffmann, C. : « Die Stossenergieübertragung bei Abbauhämmern », - Glückauf 74 (1958), P. 215-25.

désagrégation du charbon, le choc étant mesuré par la surface d'un diagramme fonction du temps, les diagrammes de l'espèce pris dans diverses conditions seront les plus significatifs. Ces considérations nous amènent à traiter le problème par les procédés de la technique des oscillations. En vertu du principe de l'action et de la réaction, les forces qui engendrent le travail utile doivent agir par l'intermédiaire de l'aiguille et c'est là qu'il faut en démontrer l'existence.

Le second nœud de forces agissant sur l'extérieur se trouve dans la poignée et doit également faire l'objet d'investigations.

Les appareils de mesure devront satisfaire aux conditions suivantes :

- 1) les mesures doivent être possibles pendant que le marteau travaille à l'ordinaire. Elles doivent embrasser les diverses conditions du travail ;
- 2) l'appareillage de mesure ne doit pas altérer les propriétés du marteau ;
- 3) les grandeurs variables dans le temps doivent être reproduites telles quelles.

L'appareil (fig 1) répond à ces conditions ; il a été élaboré par l'Institut de Mécanique et d'Electrotechnique de l'Académie des Mines de Clausthal.

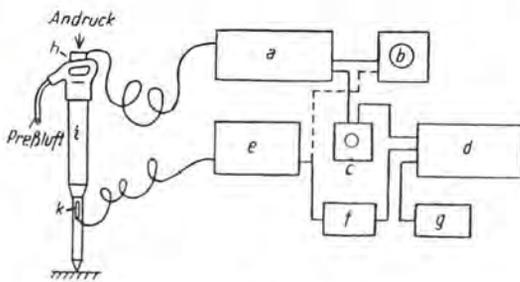


Fig. 1. — Dispositif de l'essai du marteau en vue d'enregistrer les effets dynamiques.

Sous le choc, l'aiguille subit des déformations élastiques dépendant du travail du piston. Suivant le grand axe, il y a des variations de longueur proportionnelles aux forces dans les limites de la loi de Hooke, laquelle est généralement valable dans ce cas-ci. Une petite bande de mesure (*k*), appliquée avec certaines précautions sur l'aiguille, éprouve, comme corollaire de la variation de longueur unitaire $\Delta L/L$, une variation de sa résistance électrique $\Delta R/R$. Ces variations sont l'image fidèle des forces en jeu ; dans le pont *e*, elles sont modulées sur une fréquence porteuse de 4.000 périodes par seconde, puis amplifiées en *f* et photographiées sur une bande de papier en *d* ou bien observées dans un oscillographe électronique *b*.

Les pressions exercées par la main sur la poignée sont transformées en charges électriques par le quartz piézométrique et celles-ci provoquent dans une capacité des tensions qui sont amplifiées en *a*, rendues visibles en *b* dans un tube électronique et traduites en oscillogramme en *d*. Un chronographe *g* permet d'établir la relation de temps.

La figure 2 reproduit un de ces diagrammes. Il se rapporte à un marteau d'un poids de 9 kg travaillant sous une poussée de 50 kg sur un bloc de granite. Pour l'intelligence de cet oscillogramme,

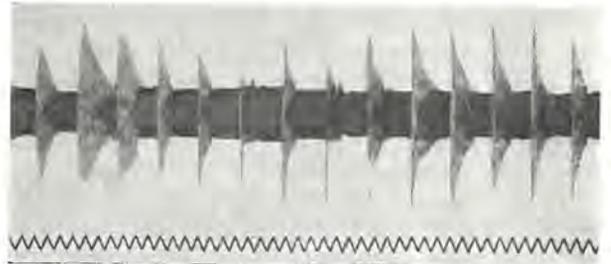


Fig. 2. — Efforts sur l'aiguille d'un marteau de 9 kg. Période du chronographe (courbe inférieure : 1/50 s).

il est à remarquer que la durée des efforts est représentée par les courbes enveloppes des oscillations, aussi bien pour la partie supérieure que pour l'inférieure. Ces courbes oscillent autour d'une position moyenne. Les amplitudes représentent des pressions ou des tensions suivant qu'elles sont dirigées vers l'extérieur ou vers l'intérieur. La profondeur de la modulation est directement proportionnelle aux forces à mesurer. Les coups ont des valeurs très différentes ; les uns sont rapidement amortis et, par conséquent, l'énergie de l'aiguille est presque complètement utilisée ; dans les autres, une grande partie de cette énergie se dépense en vibrations au détriment du travail utile. La succession des coups et l'amplitude des pointes ne sont sujettes qu'à des écarts très faibles.

Le diagramme renferme beaucoup de nuances sur lesquelles on reviendra dans des communications ultérieures. On reconnaît cependant que le chemin suivi pour étudier le marteau, c'est-à-dire passant par les déformations de l'aiguille, est plein de promesses.

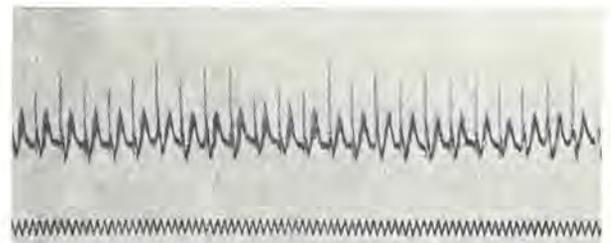


Fig. 5. — Pressions sur la poignée du marteau de 9 kg.

La figure 5 renseigne les variations des efforts sur la poignée. L'enregistrement est obtenu par un quartz piézométrique, intercalé entre la main et la poignée ; l'échelle des temps est indiquée par la fréquence du réseau (50 Hz). Le contre-coup sur le bras de l'ouvrier est représenté par les ordonnées montantes. Dans les conditions de l'essai (pression d'air = 4 kg ; poussée \pm 50 kg ; poignée spéciale

avec amortisseur, attaque sur le granite), nous trouvons, en plus du recul dû à l'admission de l'air comprimé, un autre effet souvent beaucoup plus fort qui est dû à la réaction du collet de l'aiguille sur le cylindre. Cette dépendance ressort clairement de la figure 4 qui indique simultanément les pres-

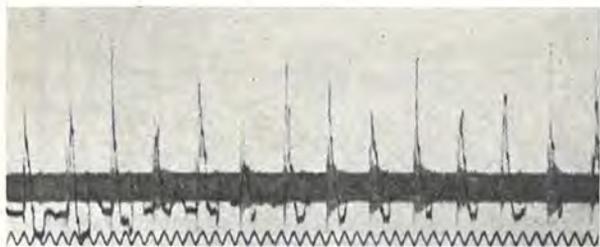


Fig. 4. — Prise simultanée des pressions sur la poignée et dans l'aiguille.

sions sur la poignée et sur l'aiguille. Cette prise a été effectuée avec le même marteau et la même poignée que les précédentes, mais avec un autre point d'attaque sur le granite. Le dessin est plus étiré suivant l'axe des temps et permet de mieux reconnaître le détail du recul.

Les figures 5 et 6 donnent une vue de cet appareillage spécial. La validité de cette méthode de mesure sera traitée de façon approfondie dans des publications ultérieures. La voie proposée pour



Fig. 5. — Vue de l'indicateur au quartz placé sur la poignée.

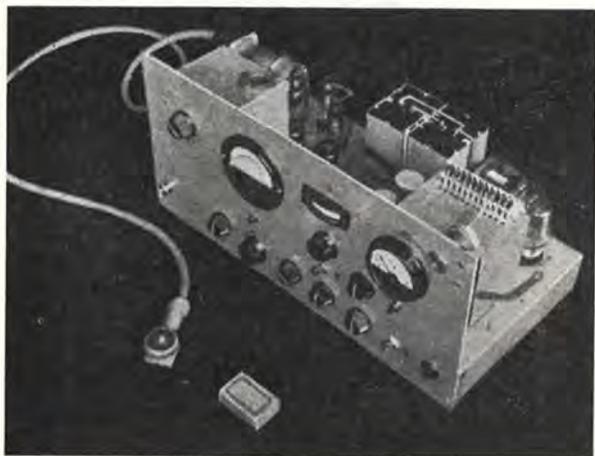


Fig. 6. — Amplificateur à courant continu pour le quartz piézométrique.

l'exploration des vibrations du marteau à l'aide d'indicateurs électroniques conduit, non seulement à la solution du problème exposé au début de l'article, mais aussi à caractériser, par des grandeurs numériques, les propriétés mécaniques de la roche à abattre dans les relations avec le marteau.

Les firmes Demag et Hausherr & Söhne méritent des remerciements pour leur contribution à ces recherches.

L. D.

DETECTION DU GRISOU DANS LES MINES.

Traduit de « *Iron and Coal Trades Review* » du 20 juillet 1951 par G. A. Moulart, Ingénieur civil des Mines, Electricien et Géologue.

Enregistreur automatique de méthane.

L'enregistreur de méthane « Ringrose » a été approuvé par le Ministry of Fuel and Power comme étant conforme aux exigences du Règlement général de 1947, relatif aux mines de charbon (Ventilation). Il est conçu pour enregistrer automatiquement la teneur en méthane de l'air de ventilation pendant une période de 24 heures.



Fig. 7. — Enregistreur automatique de méthane « Ringrose ».

L'appareil complet, avec batterie, pèse environ 5 kg (fig 7). Il est constitué essentiellement d'une chambre poreuse, en porcelaine dépolie, contenant un filament incandescent. La chambre communique avec un diaphragme qui commande les déplacements d'une plume enregistreuse devant une feuille graduée fixée sur un disque tournant. Le fonctionnement de l'enregistreur est basé sur les variations de pressions qui se manifestent dans la cham-

bre poreuse, à l'intérieur de laquelle les gaz de l'atmosphère environnante pénètrent par diffusion et où le méthane est brûlé par le filament. La diffusion et la combustion donnent lieu à une diminution de pression à l'intérieur de la chambre. Ceci entraîne le déplacement de la paroi du diaphragme qui, à son tour, déplace l'aiguille sur la feuille. Le mécanisme d'horlogerie, alimenté par une batterie de 2 V, comporte deux paires de contact qui ferment et ouvrent les circuits du filament et de l'électro-aimant à intervalles de 6 minutes. A chaque enclenchement, l'aiguille marque un point sur la feuille et indique la teneur en méthane. Le fonctionnement de l'enregistreur est représenté schématiquement à la figure 8.

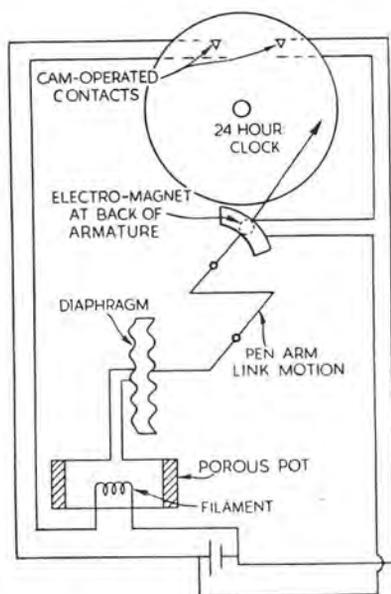


Fig. 8. — Représentation schématique du fonctionnement de l'enregistreur « Ringrose ».

- 24 hour clock = Mouvement d'horlogerie - durée 24 heures.
- Cam-operated contacts = Deux paires de contacts.
- Electromagnet at back of armature = Electro-aimant.
- Pen arm link motion = Levier de commande de la plume enregistreuse.
- Diaphragm = Diaphragme.
- Porous pot = Chambre poreuse.

La figure 9 donne un exemple d'enregistrement obtenu par l'appareil Ringrose ; les valeurs lues sur le diagramme diffèrent peu de celles obtenues par une analyse de l'échantillon. Par exemple,

Ringrose	1,40 %	Haldane	1,56 %
	1,40		1,58
	1,40		1,42

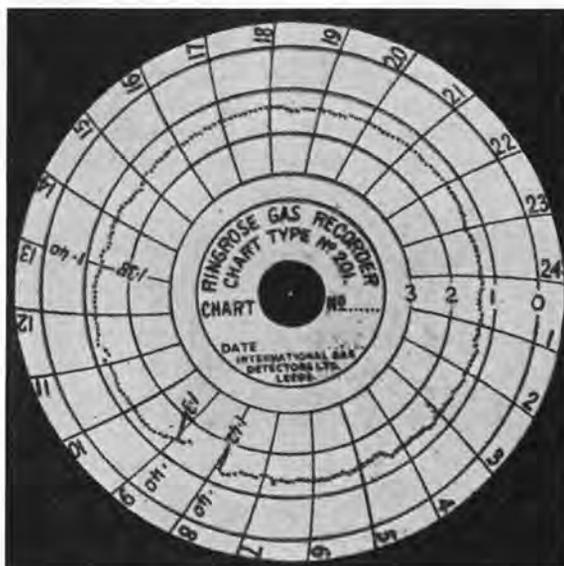


Fig. 9. — Exemple d'enregistrement obtenu à l'appareil « Ringrose ».

Méthanomètre de poche.

Le méthanomètre Ringrose peut être adapté à une lampe à fixer au casque. Il peut être mis en poche ou accroché à la ceinture. Il donne sur place une mesure rapide et précise de la teneur en grisou de l'air de ventilation. Il est destiné au personnel chargé de veiller à l'observation des prescriptions du Règlement Général des Mines (Ventilation) 1947. Il a été approuvé dans ce but par le Ministry of Fuel and Power.

L'appareil (fig 10a) pèse environ 600 g. Il est constitué d'une chambre poreuse en porcelaine dépolie, contenant un filament incandescent. La chambre poreuse est reliée directement à un mano-



Fig. 10.
a : Méthanomètre de poche.
b : Avertisseur automatique de grisou (dispositif d'alarme)

mètre à niveau liquide. En pratique, on aspire l'échantillon à analyser dans le méthanomètre au moyen d'un aspirateur en caoutchouc, ou au moyen d'un tuyau en caoutchouc avec une soupape de retenue. On enclenche le méthanomètre au moyen d'un interrupteur rotatif et on effectue la lecture, sur une échelle éclairée et graduée en pourcents de grisou, en observant le point le plus élevé atteint par le liquide. Aucune opération n'est nécessaire. La précision obtenue est identique à celle de l'enregistreur automatique décrit ci-dessus.

Avertisseur automatique de grisou.

L'avertisseur Ringrose, type 47/125 (fig 10b), a également été approuvé par le Ministry of Fuel and Power comme étant conforme aux prescriptions du Règlement Général des Mines. Il est conçu pour donner automatiquement l'alarme, quand la teneur en méthane atteint au moins 1,25 %. Il agit par extinction d'une lampe témoin. Ce détecteur pèse 2,6 kg. Il est basé sur le même principe que l'enregistreur et le méthanomètre. Son entretien est facile et son fonctionnement est de toute sécurité. La compensation de toute chute de tension de la batterie et de toute variation d'autres facteurs est assurée. C'est un appareil scientifique, mais qui peut être employé sans difficulté par le personnel des mines.

Les appareils Ringrose décrits ci-dessus ne sont pas influencés par la présence d'autres gaz, du CO₂ par exemple ; ils sont construits de telle façon qu'un signal fonctionne en cas de montage défectueux ; leur précision et leur bon fonctionnement peuvent être vérifiés en quelques minutes par le lampiste, avant chaque période d'emploi ; ils sont tous solidement construits en vue de l'emploi dans les mines.

TRANSMISSION HYDRAULIQUE POUR LOCOMOTIVES DE MINES.

Traduit de la revue « Colliery Engineering » de juillet 1951 par G. A. Moulart, Ingénieur civil des Mines, Electricien et Géologue.

La locomotive « Miner » est construite par la North British Cy depuis 1938. Initialement, le moteur Diesel de 100 CV était accouplé à une boîte mécanique à trois ou quatre vitesses. Actuellement, la boîte de vitesse a été remplacée par une transmission à turbine hydraulique Voith-North-British, dans le but de rendre la commande de la locomotive plus simple et plus sûre lorsqu'elle est confiée à un personnel peu qualifié. Les avantages que l'on attribue à la nouvelle transmission sont, en résumé, les suivants :

a) commandes simples : les commandes se réduisent à la manette des gaz, le levier de renversement de marche et le frein. Il n'y a ni changement de vitesse ni commande d'embrayage ;

b) démarrage progressif : l'effort de traction est plus élevé qu'avec n'importe quelle transmission

mécanique, pour une même charge d'essieux, un même diamètre de roues et un même état des rails. La courbe du couple est continue et sans à-coups, comme avec une transmission électrique ;

c) moindre patinage des roues : le couple de démarrage s'applique aux roues absolument sans chocs et, si un patinage se produit, le moteur n'a pas tendance à s'emballer ; on évite ainsi tout patinage violent avec une perte brusque d'effort de traction ;

d) accélération régulière : la vitesse maximum est atteinte plus rapidement, car il n'y a pas de manœuvre d'embrayage ni de réduction de vitesse du moteur ;

e) amortissement des efforts : les efforts de choc ne peuvent être transmis au moteur, car il n'y a pas de liaison mécanique entre les pièces motrices et réceptrices de la transmission ;

f) économie d'entretien : aucune usure ne se manifeste dans les éléments qui transmettent la puissance. L'huile doit être renouvelée périodiquement et, lors d'une révision, le contrôle indispensable peut être effectué par le personnel normalement affecté à l'entretien des moteurs ; il n'est pas nécessaire de faire appel à des spécialistes ;

g) impossibilité de caler le moteur : quelle que soit la charge, si la vitesse du moteur décroît, le couple transmis diminue également très vite ; au ralenti, aucun couple n'est transmis aux roues ;

h) impossibilité presque absolue de brutaliser la transmission.

Les dimensions transversales de cette petite locomotive ne dépassent pas celles d'une berline de mine normale. Elle peut donc, non seulement être utilisée pour la traction dans les galeries principales, mais également pénétrer dans des travaux préparatoires étroits.



Fig. 11. — Locomotive « North British », de 100 CV équipée d'une transmission hydraulique Voith.

Le poids de la locomotive varie entre 12,5 t et 15 t et elle peut être adaptée à des écartements de 0,75 m à 1,065 m. Les dimensions principales

pour des écartements allant jusqu'à 0,90 m sont les suivantes :

longueur entre support des tampons	: 4,60 m ;
largeur	1,22 m ;
hauteur	1,35 m ;
empâtement	1,40 m ;
diamètre des roues	0,61 m ;
rayon de courbure minimum de la voie	15,70 m ;
vitesse maximum	20 km/h ;
effort de traction calculé avec un coefficient de frottement de 25 %	5.800 kg.

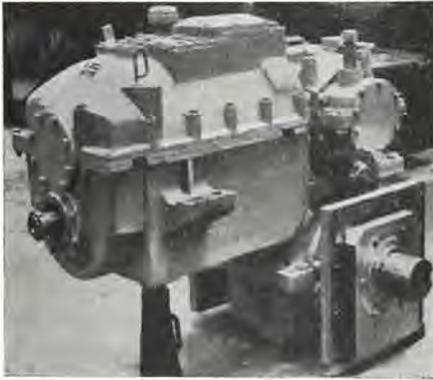


Fig. 12. — Le bloc de transmission.

Lors de la mise au point des nouvelles locomotives Miner, on a profité de l'expérience acquise et

on a introduit un certain nombre de modifications, peu importantes en elles-mêmes, mais qui rendront plus accessibles les pièces qui doivent être périodiquement contrôlées.

Le comportement d'une locomotive à transmission hydraulique diffère considérablement de celui des locomotives équipées d'une autre transmission. Un conducteur inexpérimenté prend vite confiance, car il n'est plus distrait par des commandes multiples à actionner. Lorsqu'on déplace le levier d'accélérateur en partant de la position à vide, une soupape s'ouvre dans la tuyauterie de refoulement d'une pompe centrifuge (fig 13) noyée dans l'huile du carter de la transmission, ce qui met la locomotive en mouvement. La puissance est transmise par l'intermédiaire d'un convertisseur de couple jusqu'à ce que la vitesse atteigne environ 10 km/h. A ce moment, un régulateur mécanique entraîné par l'arbre de sortie de la transmission fonctionne et envoie l'huile de la pompe dans un accouplement fluide, le convertisseur de couple se vide pendant que l'accouplement se remplit.

Le passage d'un mode de transmission à l'autre est automatique et n'exige pas l'intervention du conducteur. L'ensemble de la transmission se compose en principe de deux circuits d'huile : le convertisseur de couple et l'accouplement hydraulique. Le premier sert pour le démarrage et la marche lente, le second pour les vitesses plus élevées pour lesquelles on peut profiter pleinement de sa

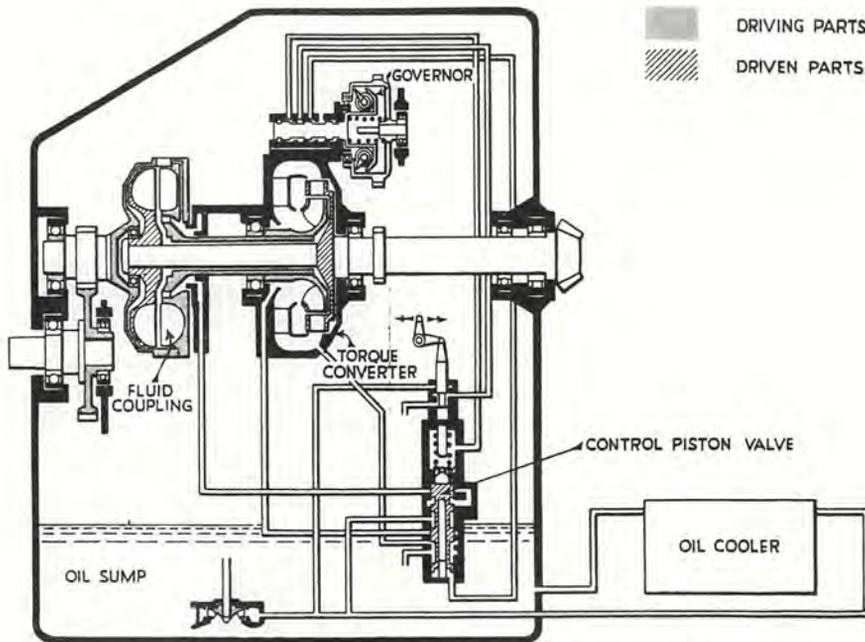


Fig. 15. — Arrangement interne du dispositif de transmission Voith.

Driving parts	==	Parties motrices.
Driven parts	==	Parties réceptrices.
Oil sump	==	Réservoir d'huile.
Oil cooler	==	Réfrigérant pour l'huile.
Fluid coupling	==	Accouplement hydraulique.
Torque converter	==	Convertisseur de couple.
Control piston valve	==	Vanne de distribution à tiroir-piston.
Governor	==	Régulateur.

caractéristique bien connue. Lorsque la résistance à l'avancement augmente, au début d'une côte, le changement en sens inverse s'accomplit automatiquement. Le conducteur est ainsi débarrassé du souci de changer de vitesse au moment voulu et l'usure des embrayages et engrenages est supprimée.

Le principe de la transmission de la puissance par l'intermédiaire d'un convertisseur de couple hydraulique, utilisant l'énergie cinétique d'un fluide, a été utilisé pour la première fois sur une machine marine en 1908. Il a depuis été largement appliqué à la traction sur voies ferrées par la Société allemande J. M. Voith. La North British Locomotive Cy a acquis la licence de fabrication de cette transmission en Grande-Bretagne et elle va se consacrer à sa mise en application, avec la longue expérience qu'elle a de la construction de locomotives. Jusqu'à présent, plus de deux mille transmissions de locomotives et d'auto-rails ont été mises en service pour une puissance totale de plus de 550.000 HP.

Un autre progrès consiste dans l'adoption de boîtes d'essieux à roulements coniques Timken. On déclare qu'un homme peut facilement déplacer la machine lorsque le moteur est arrêté, et les pertes de puissance dues au frottement ont été réduites. On a protégé les roulements contre les mauvaises conditions du fond, en combinant le dispositif de graissage des boîtes d'essieux de façon à empêcher la pénétration des poussières dans les roulements.

LE NETTOYAGE MECANIQUE DES CULOTS DE BERLINES.

Plusieurs firmes ont mis au point des dispositifs divers pour nettoyer mécaniquement les culots de berlines. Certains de ces appareils ont été présentés à l'Exposition de Matériel minier d'Essen en 1950 et à la Foire Internationale de Liège en 1951. L'humidification du charbon et des pierres en vue de la lutte contre les poussières donne lieu à la formation de culots durs et épais dans les berlines. Si l'on ne prend soin de les nettoyer régulièrement, ces culots diminuent rapidement la contenance des berlines et augmentent le poids mort d'une façon non négligeable.

Le nettoyage manuel des culots d'un parc important de berlines réclame un personnel nombreux, tandis que le nettoyeur mécanique en assure la propreté permanente avec un personnel réduit.

Le système Brauns.

Il est constitué d'un bâti fixe auquel sont soudés deux fers U posés de chant et qui servent de chemin de roulement au châssis (Fig 14).

Le châssis, monté sur roues, se déplace latéralement dans le bâti ; le mouvement est donné par un moteur réversible. Le bâti, muni au centre d'un

pivot, porte un second chemin de roulement qui sert au déplacement longitudinal de l'affût porte-brosses.

L'affût est monté sur un axe horizontal, ce qui donne l'orientabilité voulue dans le plan vertical. Ce dispositif muni de brosses mobiles dans toutes les directions, assure un nettoyage rapide et très efficace des culots.

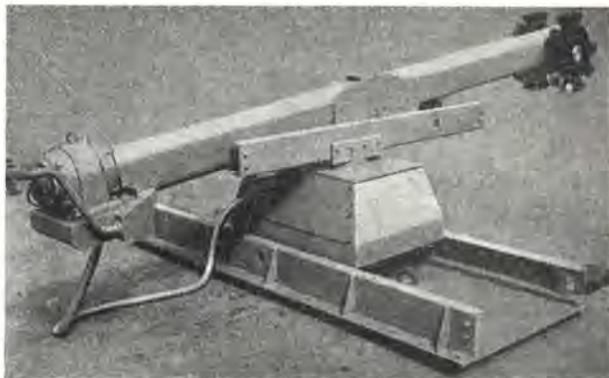


Fig. 14. — Nettoyeur « Brauns ».

Le système Schönfeld.

Dans ce système, il y a deux affûts porte-brosses qui peuvent être déplacés latéralement, tandis que leur support monté sur galets est mobile longitudinalement (Fig 15). L'ensemble du dispositif est actionné par un moteur électrique ; la manœuvre d'un seul levier à quatre positions (avant, arrière, droite, gauche) commande tous les mouvements. Les brosses sont constituées de bouts de vieux câbles d'extraction.

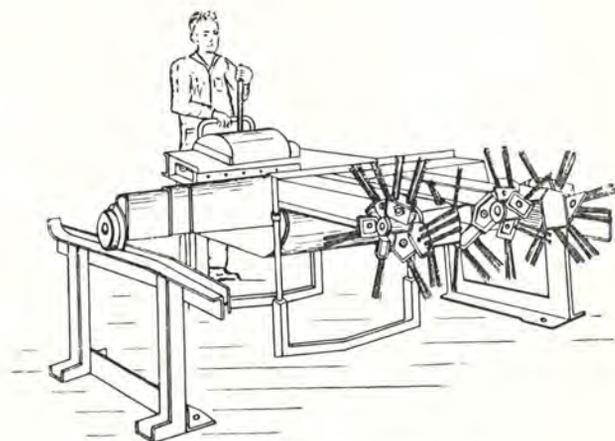


Fig. 15. — Nettoyeur « Schönfeld M 49 ».

Les nettoyeurs mécaniques sont disposés devant un culbuteur qui couche sur le flanc les berlines à nettoyer.

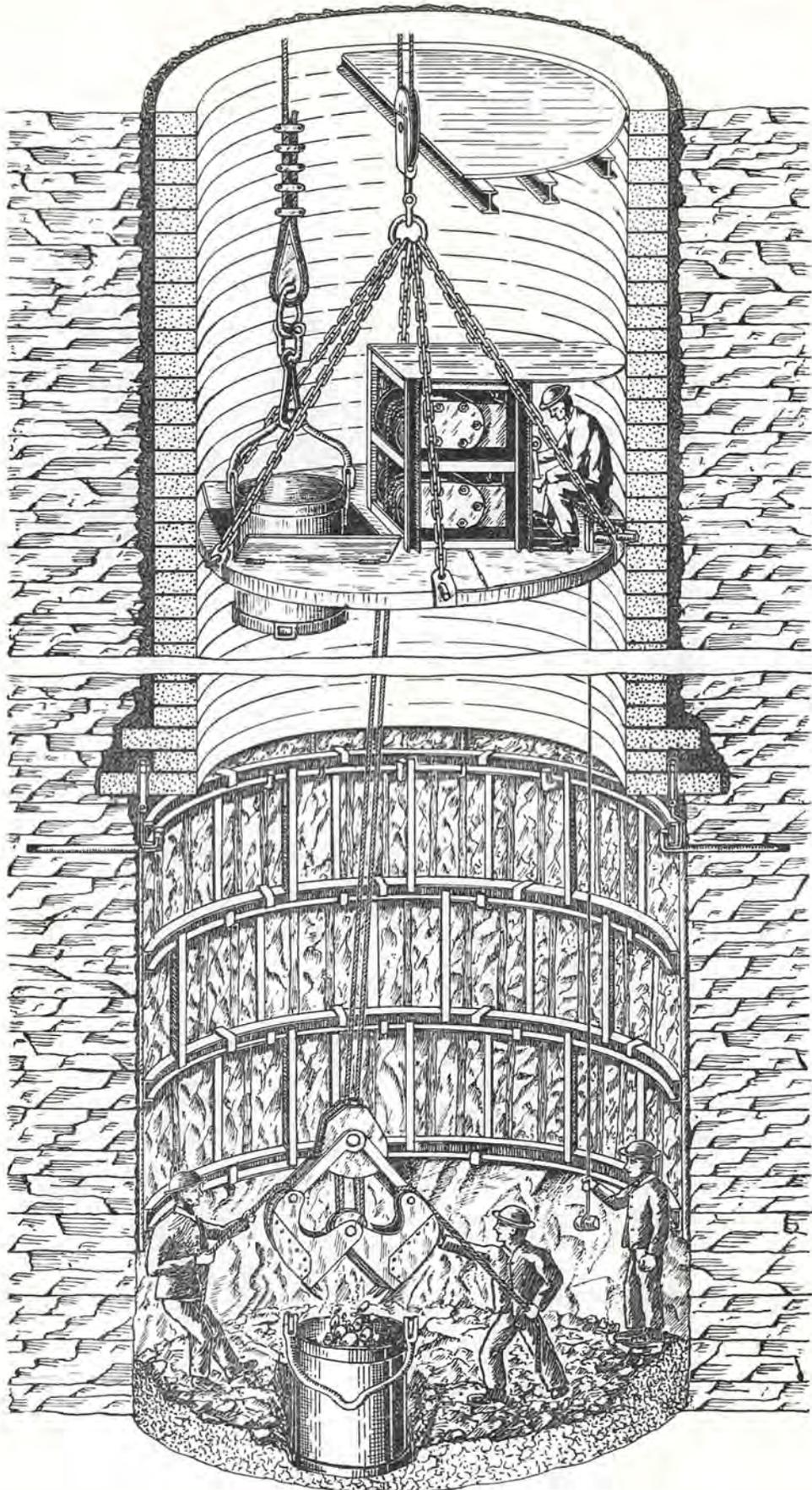


Fig. 16.

MECANISATION DU CHARGEMENT DES TERRES DANS UNE AVALERESSE.

par M. VANDEVELDE, Directeur des Travaux aux Charbonnages Belges et Hornu-Wasmes. *Bulletin Technique de l'U.I.L.v. — n° 4 — 1951.*

L'évolution de la technique minière tendant vers une mécanisation généralisée des fronts de taille et des boueux, d'une part, et la connaissance des réalisations américaines dans les creusements de puits, d'autre part, nous ont amené à procéder à des essais de mécanisation dans l'avaleresse en cours de creusement au siège n° 8 de la Division Charbonnages Belges et Hornu-Wasmes, Société Anonyme John Cockerill.

Les essais effectués ont porté uniquement sur la mécanisation du chargement des terres, opération très pénible et réalisée habituellement avec un personnel nombreux, au moyen d'un grappin commandé par deux treuils installés sur le plancher des maçons.

Description de l'installation (Fig 16).

Le grappin utilisé est du type normal, bicâble, avec dents et a les caractéristiques suivantes :

Capacité	: 250/280 litres	
Poids	: 760 kg	
Largeur	: hors tout	0,97 m
	ouvert	1,47 m
	fermé	1,03 m
Hauteur	: ouvert	1,91 m
	fermé	2,34 m

La commande du grappin est réalisée par deux treuils à air comprimé, simple tambour, installés sur le plancher des maçons, type Pikrose (Fig 17) et répondant aux spécifications ci-dessous :

Puissance	13,5 CV
Vitesse du moteur	700 t/m
Effort de traction	1.510 kg
Vitesse de translation	42m/min

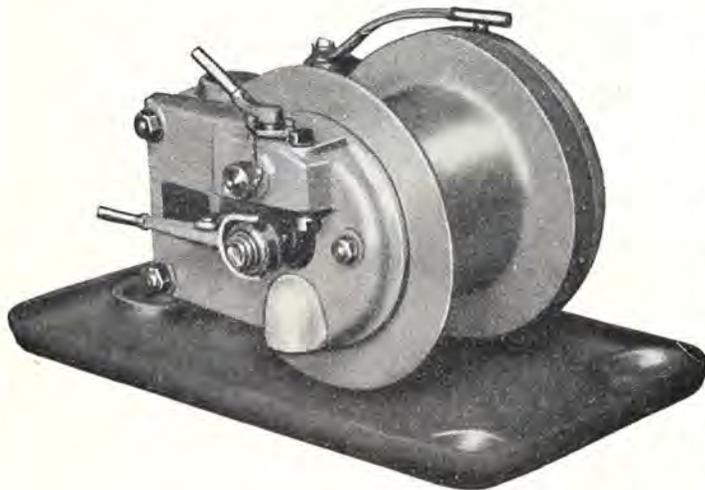


Fig. 17.

Encombrement : 1 m long \times 0,75 m larg \times 0,75 m h.

Les deux treuils sont assemblés dans une cage de 1,15 m long \times 0,88 m larg \times 1,80 m haut, boulonnée sur le poutrellage du plancher des maçons et munie de chainettes pour permettre son enlèvement pendant les périodes de revêtement. L'immobilisation du plancher est réalisée par six verrous prenant appui dans les parois du puits. Le treuil inférieur est affecté à la levée du grappin, tandis que le supérieur en commande l'ouverture et la fermeture. Les commandes des deux treuils : modérateur, changement de marche et frein, ont été groupées pour faciliter les manœuvres du mécanicien.

Fonctionnement.

Au début du creusement d'une passe, le plancher des maçons est placé à 15 m du fond du puits pour permettre le balancement du grappin et réaliser le chargement en tous les points de la section, ainsi que son déversement facile dans le cuffat ; ces opérations sont effectuées à la main par les trois hommes se trouvant au fond du puits.

L'éclairage de l'avaleresse doit être intensif afin d'assurer une visibilité parfaite au mécanicien, les signaux de manœuvre se donnant par gestes et à la voix.

Le plancher a été maintenu au même endroit pendant toute la durée du creusement de la passe (27 m), en fin de période le mécanicien se trouvait ainsi à 42 m du fond, mais à cette distance la visibilité est moins bonne et nous estimons que, dans l'éventualité de creusement de plus longues passes, il y aurait lieu d'abaisser le plancher.

La durée de chargement d'un cuffat de 1.045 litres varie de 4½ à 8 min en schistes ; cette durée dépend en ordre principal de trois facteurs : l'habileté du mécanicien, la fracturation des terres et leur nature. Il est important de veiller à une bonne fracturation des terrains afin d'assurer la pénétration facile du grappin et son remplissage maximum ; la légère augmentation de consommation d'explosifs qui en résulte n'est pas à considérer eu égard aux avantages de la méthode, avantages que nous signalons ci-après.

Résultats.

Le puits de retour d'air approfondi l'an dernier ayant recoupé les mêmes terrains que ceux que nous traversons actuellement dans l'avaleresse du puits d'entrée d'air, nous disposons d'une base de comparaison très exacte entre la méthode ancienne du chargement à la main et la nouvelle par grappin.

Les dimensions des puits sont respectivement :

	Retour d'air (creusé)	Entrée d'air (en creust.)
Diamètre utile	4,50 m	4 m
Diamètre terres nues	5,50 m	5 m
Section à terres nues	23,745 m ²	19,625 m ²
Vol. terres foisonnées/m ct	47,490 m ³	39,250 m ³

Les attelées type par poste sont les suivants :

	Retour d'air	Entrée d'air
Chef-ravaleur	1/3	1/3
1 ^{er} ouvrier	1	1
2 ^{me} ouvrier	1	1
Aide	1	1
Chargeurs	5	—
Mécanicien grappin	—	1
Recette	2	1
Mécanicien treuil	1	1
Boute-feu	1/3	1/3
	11 2/3	6 2/3

Le tableau suivant donne les résultats obtenus avec ces attelées pour le creusement d'une passe de 27 m dans les mêmes terrains.

position au risque, diminution d'effort physique, donc de transpiration, ce qui entraîne moins d'absentéisme pour maladie et diminution de consommation et de réparation d'outils.

Conclusions :

Les résultats acquis présentent une nette amélioration sur ceux de la méthode habituelle du chargement des terres à la main ; ils ne constituent certes pas des records et nous espérons pouvoir les améliorer au fur et à mesure de l'adaptation du personnel à cette nouvelle méthode.

L'expérience que nous avons tentée avec des moyens sommaires, prouve la rentabilité de la méthode et sa possibilité d'application généralisée.

	Retour d'air (creusé)		Entrée d'air (en creusement)		
	moyen	maximum	moyen	maximum	
Longueur de la passe	27,12 m		27,17 m		
Nombre de jours de travail	52		24		
Nombre de journées effectuées	987		426		
Vol. terres foisonnées/jour	m ⁱⁱ	40,240	51,524	44,525	63,222
Vol terres foisonnées/homme creust	m ³	1,819	2,550	3,723	5,268
Vol terres foisonnées/h poste	m ³	1,505	2,086	2,508	3,512
Avancement/jour	m	0,848	1,450	1,132	1,610
Avancement/h creusement	m	0,038	0,053	0,094	0,134
Avancement/h poste	m	0,027	0,044	0,063	0,089

L'examen de ce tableau nous montre immédiatement la réduction importante du nombre de journées effectuées, due à la diminution du personnel affecté au creusement : 4 hommes en moins par poste, soit 12 hommes par jour. Cette réduction de personnel donne une augmentation de 104 % du rendement en volume par homme au creusement.

Une meilleure disposition de la recette ainsi que l'augmentation de capacité des cuffats portée de 600 litres à 1.045 litres, nous ayant permis de réduire d'une unité le personnel de recette, le rendement en volume par homme poste influencé par ces deux réductions augmente de 92 %.

Nonobstant l'attelée réduite, le volume de terres évacuées journalièrement augmente de 10 %, ce qui influence favorablement l'avancement et en donne son coefficient d'amélioration.

La première et principale conséquence de cette diminution de personnel est l'abaissement du prix de revient du mètre courant de puits creusé, abaissement de 45 % qui a permis d'amortir le matériel installé sur les 11 premiers mètres de la passe. Notons également d'autres avantages, d'ordre secondaire, difficilement évaluables mais qui ont néanmoins leur intérêt, tels que : diminution de l'ex-

NOUVEAU PROCÉDE POUR LA DETERMINATION DE L'OBLIQUETE DES PUIITS.

Dr. G. Jungwirth, à Essen, et K. Linder, à Gladbeck.

Résumé.

La société « Ruhr-Feinmechanik G.m.b.H. » à Essen a mis au point récemment, pour l'orientation des levés des travaux souterrains, un nouvel appareil appelé « L'indicateur de Méridien ». Cet appareil et la nouvelle méthode d'orientation ont été décrits dans la revue Glückauf n° 45/46, 5 novembre 1949. Un résumé de cet article a été publié, en langue française, dans la revue de l'Industrie Minérale n° 559, août 1950.

La même Société donne aujourd'hui un procédé nouveau pour la mesure de l'obliquité et des déformations des puits, procédé qui utilise un fil à plomb pour la détermination des coordonnées et un gyroscope pour celle des directions. En appliquant le système des coordonnées polaires, il est possible de relever en 4 à 6 min par station toutes

les données nécessaires. De cette façon, on peut arriver à une suite très serrée de mesures et on obtient, en un temps relativement court, une image exacte des déviations du puits par rapport à la verticale et des changements d'orientation de sa section. Le procédé offre, par rapport aux anciennes méthodes, des avantages essentiels et fournit des indications suffisamment précises.

Anciens procédés.

Pour mesurer l'obliquité et la déformation (rotation de la section dans un plan horizontal) des puits de mine et des burquins, on se sert en général de deux fils à plomb. On mesure, de palier en palier, les distances d'une série de points de repères par rapport aux deux fils. Ce procédé est assez imprécis, car chaque distance se mesure à partir d'un fil plus ou moins mobile. Pour améliorer quelque peu la précision, il faut en général couper complètement l'aérage.

Schaal (1) remédie à cet inconvénient en mesurant les distances à partir de deux points fixes auxiliaires, raccordés aux fils à plomb au moyen de deux théodolites fixés au revêtement ou au guidonnage du puits. Il faut en chaque station viser avec chacun des deux instruments les deux fils et l'autre théodolite, et mesurer la distance entre les deux appareils. La précision meilleure s'obtient au prix d'une plus grande durée des opérations.

De toute façon, les deux procédés exigent la présence de deux fils à plomb, ce qui nécessite des opérations longues et compliquées dans le cas d'une forte obliquité des puits.

Nouveau procédé.

En 1950, à la demande du Prof Dr Lehmann, la firme Ruhr-Feinmechanik d'Essen a mis au point un appareil pour la détermination de l'obliquité et de la déformation des puits. Cet appareil est destiné à remplacer la vérification géodésique de l'aplomb des puits, opération difficile et non sans danger. Il est composé de deux niveaux d'eau de grande précision, perpendiculaires, et d'un gyroscope. Un essai a été fait avec la collaboration du Prof. Dr Niemczyk d'Aix-la-Chapelle, à la mine de sel de Borth près de Büderich. Les résultats comparés à ceux de la méthode ordinaire ont été, de l'avis du Prof Dr Niemczyk, très satisfaisants. Il s'avéra désirable de perfectionner le procédé en supprimant la lecture sur les niveaux d'eau et en procédant à des mesures de longueur et de direction. L'appareil définitif (fig 18) se compose d'un plateau horizontal qui porte un théodolite dont la lunette est remplacée par un dioptré. Les mesures effectuées jusqu'ici avec cet appareil donnèrent satisfaction sous tous rapports de sorte qu'il vaut la peine de commenter brièvement son fonctionnement et les résultats obtenus.

(1) Schaal, R. : « Feststellung der Lage und Verformung von Schächten » (Détermination de l'obliquité et de la déformation de puits). - Glückauf 73 (1957), page 14.



Fig. 18. — Compas gyroscopique.

Théorie.

Le nouveau procédé consiste à déterminer, à l'aide d'un seul fil à plomb et d'un compas gyroscopique, les coordonnées polaires de deux ou plusieurs points facilement repérables dans le puits. A partir de ces points, on peut déterminer n'importe quelle distance qui paraît utile, en mesurant les longueurs parallèlement à l'axe de la section du puits ou au bord de la cage. Par suite de la rapidité de ces mesures, les différentes stations dans le puits peuvent être choisies très rapprochées et permettent, en choisissant convenablement les intervalles, de relever exactement toutes les déformations du puits.

Avant de commencer les opérations, il convient de dresser un programme adapté au résultat à obtenir. Il y a avantage à tracer quelques croquis, à désigner clairement les longueurs à mesurer et à dresser ensuite un formulaire. En principe, deux genres de mesurage sont possibles selon que l'on prend comme repères, soit le guidonnage, soit deux points déterminés du revêtement du puits (fig 19).

Contrairement à l'« indicateur de méridien » (1) qui, comme une boussole, donne toujours la direction nord, le gyroscope utilisé ici peut être orienté dans une direction choisie à volonté. Les petites déviations par rapport à la direction initiale peuvent être éliminées en mesurant l'orientation réelle après un certain temps (2 à 3 heures). Les mesures effectuées dans l'intervalle sont corrigées par interpolation, en tenant compte du moment où chacune d'elles a été faite.

Le compas gyroscopique est muni d'un dioptré, bien assez précis pour les courtes visées que l'on peut faire dans un puits. L'erreur ne dépasse guère

(2) (Meridianweiser. — Annales des Mines de Belgique, novembre 1951, p. 787.)

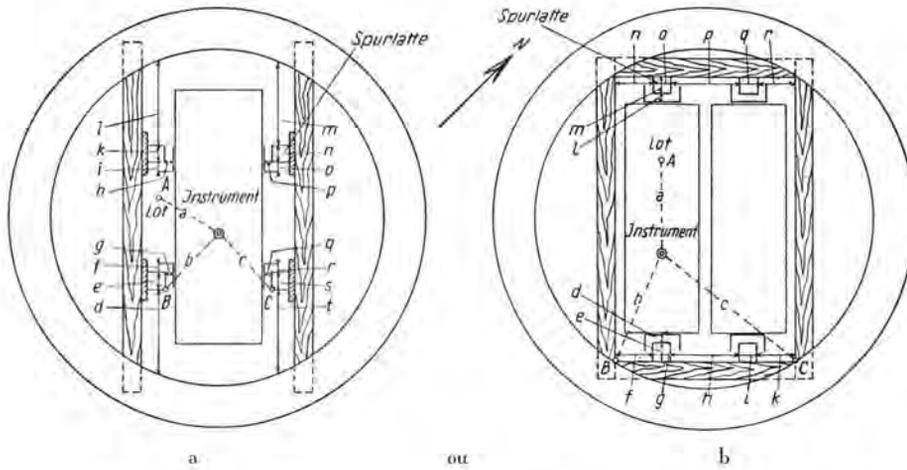


Fig. 19.

Exécution des mesures — Relevé du guidonnage (a) ou relevé du revêtement du puits (b).

Spurlatte
Lot

≡
≡

Guide.
Fil à plomb.

2 cm dans le cas le plus défavorable. Les longueurs se mesurent d'ailleurs au centimètre près. On peut donc éviter l'emploi d'une lunette de visée, qu'il faudrait d'ailleurs adapter pour les courtes distances de pointage.

Le moteur du gyroscope est alimenté sous 24 ou 36 V. Avant chaque série de mesures, il faut s'assurer de la teneur en grisou de l'air et demander une autorisation spéciale à l'Administration des Mines, qui ne fait guère de difficultés, vu la faible tension utilisée.

Exécution des mesures.

La mesure commence par la descente d'un fil à plomb qui, selon les conditions locales, peut être pendu librement dans le puits ou, quand la place manque — ce qui se présente rarement —, doit être déplacé plusieurs fois au moyen de la cage. Dans le premier cas, il convient de fixer le fil au point le plus bas à atteindre après avoir observé les oscillations en deux directions perpendiculaires. Les petites inexactitudes qui peuvent résulter de cette façon de faire n'ont guère d'importance, vu que le fil ne sert que pour fournir un point de raccordement et qu'une déviation du fil n'influence pas le repérage des directions par le compas gyroscopique. L'avantage du fil fixé réside en ce qu'il peut être visé beaucoup plus rapidement qu'un fil oscillant librement. De plus, avec un fil fixé, l'erreur sur la mesure varie régulièrement de haut en bas du puits et donne une obliquité différant de l'obliquité réelle de quelques millimètres seulement, tandis que les erreurs dues au fil oscillant se présentent irrégulièrement et accusent l'existence, dans le puits, de coudes qui n'existent pas en réalité.

Pour empêcher les oscillations de la cage sur laquelle est fixé de façon rigide le gyroscope, on la cale au guidonnage au moyen de coins en chêne. Cela n'est toutefois généralement pas nécessaire : on

peut donc gagner quelque deux minutes à chaque station.

On étalonne le compas gyroscopique et on raccorde le relevé par une visée sur un point du réseau de cheminements de la mine. Il faut fixer un second repère sur cette direction de visée pour pouvoir en déterminer ultérieurement l'orientation exacte à partir du réseau général. Mais s'il s'agit uniquement de déterminer l'obliquité du puits, il n'est pas nécessaire d'effectuer le raccordement. On peut d'autre part profiter de la mesure d'obliquité pour reporter des directions d'étage à étage : la précision obtenue est celle des visées du dioptré.

Le raccordement effectué, on vise, en chaque point de station, le fil à plomb et chacun des points de repère et on lit les indications du compas gyroscopique. Pendant ce temps, les aides relèvent les longueurs à mesurer. Le contrôle de l'orientation du gyroscope (voir plus haut) s'effectue ordinairement au milieu et à la fin d'une série de mesures.

Résultats obtenus.

Les mesures effectuées selon ce procédé ont donné des résultats très satisfaisants tant au point de vue temps employé qu'au point de vue enseignements recueillis. Une mesure dure environ 8 min par station (y compris le calage de la cage) ; au fur et à mesure que l'opération progresse, disons à partir du dixième mesurage, elle ne demande plus que 4 ou même 3 min grâce à l'habileté acquise par le personnel. Ainsi, un puits de 300 m environ de profondeur, avec stations distantes de 10 m, peut être mesuré au cours d'un seul poste de travail, y compris tous les préparatifs et déplacements de matériel.

Représentation des résultats.

Le résultat du relevé peut être représenté en projection isométrique ou bien de la façon usuelle.

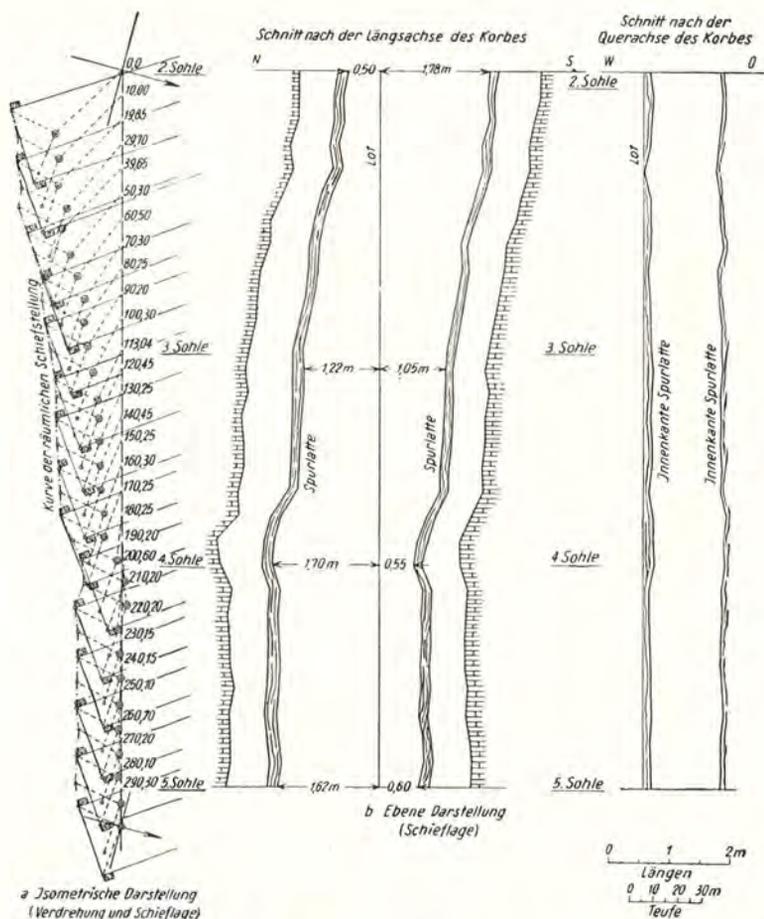


Fig. 20. — Représentation des résultats du relevé.

- a Isometrische Darstellung (Verdrehung und Schiefelage) = Représentation isométrique (déformation et obliquité).
- b Ebene Darstellung (Schiefelage) = Représentation plane (obliquité).
- Kurve der räumlichen Schiefstellung = Position du puits déformé, vue dans l'espace.
- Schnitt nach der Längsachse des Korbes = Coupe suivant axe longitudinal de la cage.
- Schnitt nach der Querachse des Korbes = Coupe suivant axe transversal de la cage.
- Sohle = Etage.
- Innenkante Spurlatte = Côté intérieur du guide.

c'est-à-dire par deux coupes verticales perpendiculaires (fig 20). La représentation isométrique donne une vue dans l'espace de l'obliquité du puits ; elle gagne toutefois en clarté si l'on y ajoute quelques croquis des positions successives de la cage d'extraction ; dans la représentation en coupe, la valeur de chaque déviation se lit facilement et peut servir pour rectifier les plus mauvais passages.

LE PERIGRAPHE.

« Revue de l'Industrie Minérale » de Septembre 1951.

L'appareil objet de la présente communication et désigné sous le nom de « Périgraphé » par l'inventeur, est destiné à remplacer les diverses métho-

des rudimentaires et peu précises employées jusqu'à ce jour pour déterminer en galeries souterraines le gabarit obtenu par la perforation, les cubes de roche extraite ou de béton employé dans les revêtements.

La mise au point industrielle du Périgraphé résulte de l'utilisation préalable d'un appareil prototype avec lequel ont été relevés plus de 7.000 graphiques en toutes dimensions, de sections variant de 4 à 60 m² et pentes jusqu'à 55 %.

Les graphiques (fig 21) que l'on peut relever en aussi grand nombre que l'on désire, constituent de précieux attachements de contrôle et de régléments de travaux et permettent des estimations approfondies préalables de cubes de revêtements en béton ou de surfaces à traiter au ciment-gun.

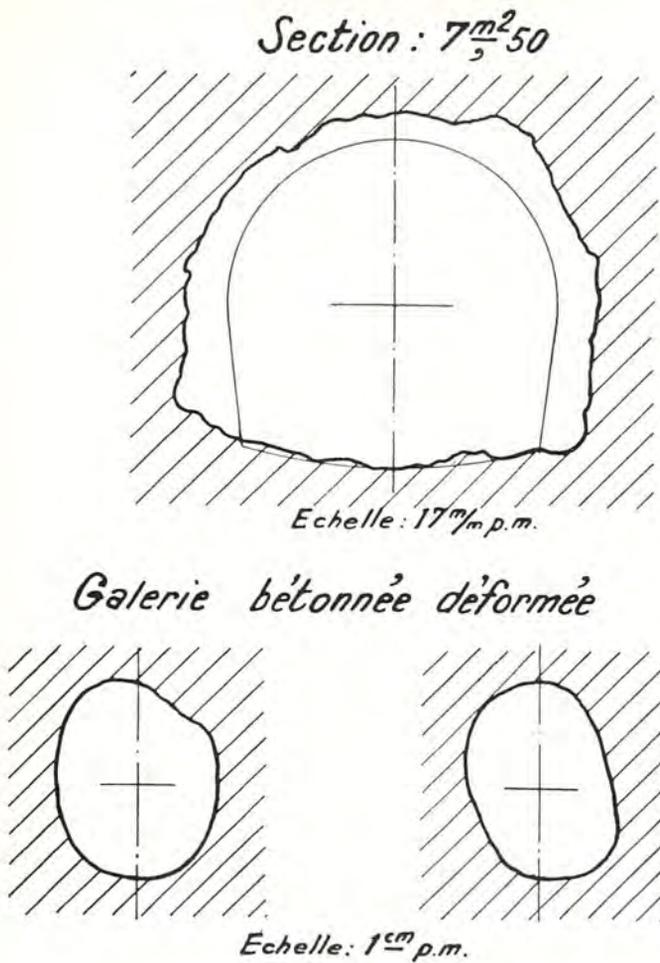


Fig. 21.

Des relevés peuvent également servir aux fins de cubages d'excavations souterraines, extérieures ou en puits verticaux, de contrôle des cubes de minerais extraits en exploitations minières, de recherches d'éléments d'études d'écoulements hydrauliques en galeries brutes, etc.

Enfin, une application intéressante aussi et dont il a déjà été tiré profit, est celle du contrôle permanent du gabarit des galeries ou tunnels anciens, qui, sous l'effet de fortes poussées ou glissements de terrains, subissent des déformations souvent appréciables qu'il est prudent de pouvoir suivre dans le temps.

L'appareil (fig 22) est principalement constitué :

- d'un chariot monté sur galets lui permettant de se déplacer sur voies de 0,60 m et 0,75 m ou d'être placé, galets enlevés, sur un lorry, tracteur ;
- d'une colonne télescopique avec tête susceptible de recevoir un mouvement de translation horizontale de 600 mm et une translation verticale de 750 mm, sur laquelle est fixé un châssis à graphiques de dimensions utiles 400 × 400, une lunette à réticules et deux feux rouges de protection ;
- d'un équipement mobile (fig 23), comprenant un

boitier démultiplicateur à double échelle facultative 1/10 et 1/20 par pression à bouton, une règle de mesure en duralumin surmontée de l'aiguille de contact, une règle d'équilibre en laiton, une réglette porte style.

Un niveau à bulle permet la mise à la verticalité exacte de l'appareil, par la manœuvre de vérins portant sur les voies de roulement.

Enfin, une série de tubes de base et rallonges de diamètres décroissants en duralumin, permettent la constitution d'une aiguille de contact très légère appropriée à chaque cas, par variation des rayons entre centre de l'appareil et extrémité de la boule de contact au rocher, de 0,25 m à 4,00 m par tranches successives de 0,25 m.

Ces divers dispositifs permettent une mise en station précise de l'appareil à l'intérieur des galeries par référence au centre théorique de celles-ci.

La mise en altitude est obtenue par la translation verticale de la colonne et visée sur le réticule horizontal de la lunette.

La mise en direction est obtenue par la translation horizontale de la colonne et visée sur le réticule vertical de la lunette.

La mise à l'équerre des graphiques est obtenue en virant la colonne sur un blocage automatique à



Fig. 22.

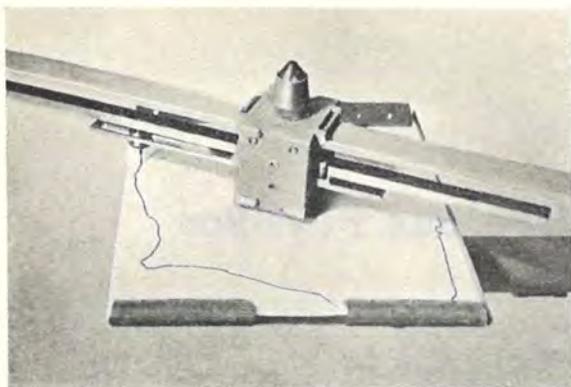


Fig. 25.

90° de la position précédente, donc dans une position normale à l'axe de la galerie.

Enfin l'opérateur en parcourant le pourtour du périmètre de la galerie, tout en suivant très exactement avec l'aiguille et la boule de contact les moindres anfractuosités de la roche, en obtient la reproduction immédiate à échelle réduite sur un graphique.

L'appareil, dont le poids en service ne dépasse pas 40 kg, se démonte pour son transport en trois colis (fig 24).

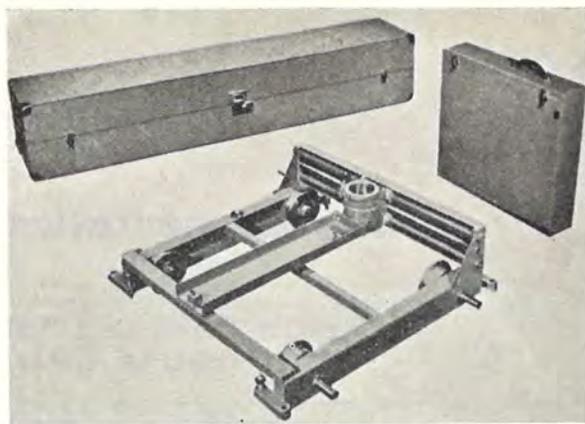


Fig. 24.

RENDEMENT DU PERIGRAPHE.

Après la mise en station de l'appareil qui, par un opérateur entraîné, peut être rapidement exécutée, le temps nécessaire au relevé d'un graphique ne dépasse jamais deux à trois minutes, suivant les dimensions ou l'encombrement des galeries.

Pratiquement, toutes opérations comprises il est aisé de relever une moyenne de douze à vingt graphiques à l'heure, suivant les cas,

F. BORDES,
Ingénieur à la Troche
(Isère).

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° 56.

Prescriptions concernant l'application de l'article 154 du règlement minier de 1939.

A. — *Machines, parties de machines, transmissions, outils, chaudières, réservoirs et autres appareils.*

I. — Parties constituant une cause de danger.

Art. 1. — Doivent être, si possible, efficacement protégées les parties constituant une cause de danger des appareils suivants, situées à une hauteur de moins de 1,80 m au-dessus des planchers, paliers et marches d'escalier :

- 1) engins moteurs tels que volants, manivelles, tiges motrices, axes, coins, courroies, chaînes, cordes, poulies, engrenages, tiges de piston faisant saillie, boules de régulateurs et roues hydrauliques ;
- 2) transmissions telles que manivelles, axes, chaînes, cordes, courroies, poulies, roues, coins, boulons, accouplements et vis de calage ;
- 3) machines actionnées par un engin moteur, telles que volants, roues, manivelles, axes, coins, vis de calage, boulons, accouplements, cordes, courroies, chaînes et poulies ;
- 4) machines non actionnées par un engin moteur, telles que poinçonneuses, cisailles à métaux et machines à cintrer, roues telles que roues de foreuses, tours, treuils et grues ; volants de poinçonneuses, de cisailles rotatives et de presses à vis.

Art. 2. — *a)* Les machines dont les organes peuvent constituer une cause de danger par coupure, coincement ou écrasement, ou par suite de leur grande vitesse, comme des scies circulaires, à cadre, à ruban et à cylindre, les moulins à bois, les hachepaille, cisailles à métaux, laminoirs, presses à briquettes, broyeurs à coke, pierres et charbon et les mélangeurs, doivent être établies et disposées de telle manière et pourvues de dispositifs de protection tels, que le danger soit autant que possible écarté. Au besoin, les ouvriers occupés à de telles

machines devront être pourvus de moyens de protection efficaces.

b) Les organes dangereux des machines mentionnées à l'alinéa précédent ne peuvent être réparés qu'à l'arrêt.

Art. 3. — *a)* Dans les parties mobiles des transmissions, la présence de coins, boulons, vis et éléments analogues faisant saillie doit autant que possible être évitée ; les coins, boulons, vis et éléments analogues dont la présence est inévitable doivent, au besoin, être efficacement protégés.

b) Les ouvriers occupés au voisinage de machines en mouvement qui, par la nature de leur construction, ne peuvent être protégées d'une manière satisfaisante, doivent porter des vêtements non flottants.

II. — Projections et éclatements.

Art. 4. — *a)* Lorsque, lors de l'emploi de machines ou d'outils, il y a danger de projection d'étincelles, d'éclats, de copeaux ou de poussière, les ouvriers doivent être efficacement protégés contre ceux-ci, et spécialement contre le danger de blessure aux yeux.

b) Une machine qui est actionnée par un engin moteur et qui présente un danger d'éclatement, doit toujours être maintenue en bon état d'entretien, convenablement montée et efficacement protégée. Des mesures doivent être prises et observées pour éviter des variations brusques de vitesse et le dépassement de la vitesse périphérique compatible avec la sécurité de l'emploi.

III. — Mise en marche et arrêt.

Art. 5. — *a)* Les engins moteurs doivent être protégés ou disposés de telle manière, ou pourvus de tels auxiliaires que la mise en marche et le virage puissent s'opérer sans danger.

b) Un engin moteur doit être viré et mis en marche de telle manière que ces opérations soient autant que possible exemptes de danger.

c) Une machine qui peut être mue par un engin moteur doit, le plus près possible de l'endroit occupé par la personne qui dessert la machine, être pourvue d'un dispositif tel qu'elle puisse être arrêtée séparément, avec sécurité et certitude, et n'être remise en marche qu'intentionnellement, sauf si :

- 1) la machine ne peut être mue exclusivement que par un engin moteur destiné à actionner cette machine et que, de l'endroit où la personne qui dessert cette machine effectue son travail, celle-ci peut être immédiatement arrêtée ;
- 2) la machine est d'une nature telle, ou est établie, disposée ou protégée d'une manière telle que lors de l'usage normal, elle ne constitue pas une cause de danger ; dans ce cas cependant, des réparations ou autres opérations dangereuses ne pourront être effectuées à la machine pendant qu'elle est en marche ;
- 3) la machine appartient à un groupe de machines qui, en raison du travail exécuté, doivent toutes être arrêtées simultanément ; dans ce cas, le groupe entier doit pouvoir être arrêté avec sécurité et certitude et n'être remis en marche qu'intentionnellement.

Art. 6. — a) Lorsque la transmission de plusieurs ateliers ou de diverses parties séparées d'un atelier est actionnée par un seul engin moteur ou à partir d'une seule station motrice, la transmission doit au besoin pouvoir être arrêtée séparément et efficacement dans chacun de ces ateliers ou parties séparées de ceux-ci.

b) Dans tout local où se trouve une transmission qui peut être mue par un engin moteur qui est :

- 1) installé en dehors du local ;
- 2) installé dans ce local, à une distance de 20 m ou plus, il doit exister, au besoin, à des endroits appropriés, un ou plusieurs dispositifs à l'aide desquels, en cas de danger, cette transmission ou l'engin moteur puissent être immédiatement arrêtés.

c) Lorsqu'il existe dans un local plusieurs arbres pour la transmission du mouvement aux machines, chacun de ces arbres moteurs doit, pour autant que cela soit nécessaire pour éviter des accidents, être pourvu d'un dispositif à l'aide duquel on puisse l'arrêter indépendamment du reste de la transmission.

IV. — Signaux.

Art. 7. — a) Lorsqu'il existe dans un local une transmission ou une machine qui peut être mise en mouvement d'un endroit situé dans le local à plus de 20 mètres de distance, ou d'un endroit situé en dehors du local, on doit, immédiatement avant chaque mise en marche de cette transmission ou de cette machine, opérée de cette manière, donner un signal clairement audible à l'endroit où se trouve cette transmission ou cette machine.

b) Les prescriptions de l'alinéa précédent s'appliquent aux machines et transmissions établies en plein air si leur mise en marche peut s'opérer à partir d'un bâtiment ou d'un endroit à une distance

supérieure à 20 mètres, ou d'un endroit qui n'est pas visible pour les ouvriers occupés au voisinage de cette transmission ou machine.

c) Sans préjudice aux prescriptions des alinéas 1 et 2 de l'article 6, si l'engin moteur est conduit par une personne spécialement préposée à cette fin, l'on doit, tant du local dans lequel se trouve une transmission telle qu'elle est spécifiée à ces alinéas, qu'à partir d'une machine installée en plein air, pouvoir donner à cette personne un signal pour obtenir l'arrêt immédiat de l'engin moteur.

V. — Poulie folle et poulie fixe.

Art. 8. — a) Lorsqu'il est fait usage d'une poulie folle et d'une poulie fixe pour une machine ou un groupe de machines dont la mise en marche inopportune peut causer un danger et si aucune autre mesure satisfaisante n'est prise pour éviter cette mise en marche, la poulie folle doit être montée sur une douille ou buselure séparée, complètement indépendante de l'arbre entraîné ou de l'arbre moteur, si la poulie folle se trouve :

- 1) sur la machine et qu'elle a une vitesse de plus de 800 tours par minute, ou une vitesse moindre, mais qu'il puisse néanmoins naître un danger d'accidents si, par suite du frottement de la poulie folle sur l'arbre, celui-ci peut se mettre en mouvement ;
- 2) sur un arbre moteur ou sur l'arbre d'une transmission intermédiaire qui fait plus de 800 tours par minute.

c) Pour l'attaque de machines ayant des axes à vitesse de rotation élevée, on doit, au besoin, utiliser une transmission intermédiaire à poulie folle et poulie fixe.

d) Une poulie folle et une poulie fixe doivent être établies et disposées de telle manière que le mouvement de la poulie folle ne puisse être communiqué à la poulie fixe par contact ou frottement, sauf si la poulie folle est montée sur l'arbre moteur et qu'un dispositif efficace soit établi pour l'appliquer contre la poulie fixe.

VI. — Courroies de transmission, chaînes, câbles, cordes.

Art. 9. — a) Les courroies de transmission, chaînes, câbles ou cordes qui lors de leur chute ou de leur rupture peuvent causer du danger, doivent être efficacement protégés.

b) La pose pendant la marche de courroies de transmission, chaînes, câbles ou cordes ne peut se faire à la main, si elle ne s'opère pas à partir du plancher du travail.

c) Les courroies de transmission, chaînes, câbles ou cordes dont on a provoqué la chute doivent être enlevés de la transmission, sauf s'ils ne sont hors service que pour un temps relativement court ; dans ce cas, ils doivent reposer sur des supports fixes, de telle manière qu'ils ne viennent pas en contact avec les parties en mouvement de la transmission ou des machines.

VII. — Graissage et nettoyage.

Art. 10. — a) Lorsque le graissage ou le nettoyage d'une machine ou d'une transmission en mouvement peuvent être une cause de danger, ces opérations doivent se faire pendant l'arrêt de celles-ci, sauf si la nature du travail ne le permet pas ; dans ce cas la machine ou la transmission doivent être accessibles avec sécurité, et ces opérations doivent se faire d'une manière telle qu'elles présentent le moins de danger possible.

b) Le nettoyage des arbres de transmission en mouvement ne peut se faire qu'à l'aide d'un ustensile approprié.

VIII. — Machines et transmissions mises hors d'usage.

Art. 11. — Les prescriptions des articles précédents relatives aux engins moteurs, machines et transmissions sont d'application lorsque ces appareils sont hors d'usage, sauf dans le seul cas et dans la mesure où ils sont démontés ou qu'il apparaît clairement que leur mise en service ou en mouvement n'aura pas lieu avant que les mesures de précaution nécessaires aient été prises.

B. — Grues, treuils et autres appareils de levage.

Art. 12. — a) Les grues, treuils et appareils de levage analogues, ainsi que leurs éléments et accessoires, doivent être constamment maintenus en bon état d'entretien et être construits, disposés et protégés de telle manière qu'ils présentent le moins de danger possible.

b) Lors de la levée de charges, la descente inattendue de celles-ci doit être empêchée par un cliquet, une roue à rochet ou d'une autre manière efficace.

c) Lors de la descente de charges, la vitesse doit pouvoir être réglée par un frein efficace d'un fonctionnement assuré, ou par un autre dispositif, et l'arrêt immédiat doit toujours être possible ; d'autre part, la manivelle ne peut pas être entraînée dans le mouvement de rotation, mais doit être enlevée ou débrayée.

d) Sur les grues ou autres appareils de levage, ainsi que sur les palans destinés à des charges de plus de 1.000 kg, la charge maximum de sécurité doit être clairement mentionnée. Un tel appareil de levage ne peut pas être chargé au delà de cette charge maximum.

Art. 13. — Les ouvriers qui desservent des grues ou autres appareils de levage, doivent, à l'endroit où ils desservent ces engins, ainsi que sur les voies d'accès à cet endroit, être protégés contre des accidents pouvant être provoqués par des parties dangereuses de transmissions ou par la chute d'outils.

C. — Chaudières, réservoirs et autres appareils.

I. — Fermeture de conduites de vapeur, de liquides et de gaz.

Art. 14. — a) Lorsque deux ou plusieurs chaudières ont des conduites communes de vapeur, de

purge et d'alimentation et que le trou d'homme d'une ou de plusieurs de ces chaudières est ouvert, tandis que la ou les autres chaudières sont en service, les conduites communes doivent être entièrement débranchées des chaudières dont le trou d'homme est ouvert ou bien, entre les conduites sous pression et ces chaudières, doivent être placées des plaques obturatrices qui s'opposent avec sécurité au passage de la vapeur ou de l'eau.

Cette prescription n'est pas applicable :

- 1) dans le cas de conduites de vapeur, lorsqu'elles sont munies de deux obturateurs en bon état et fermés, entre la chaudière ou chacune des chaudières dont le trou d'homme est ouvert et la conduite de vapeur ;
- 2) dans le cas de conduites de purge, lorsque dans le robinet de purge de la chaudière ou des chaudières dont le trou d'homme est ouvert est disposé d'une manière efficace un boisseau plein ;
- 3) dans le cas de conduites d'alimentation lorsque le robinet d'alimentation de la chaudière ou des chaudières dont le trou d'homme est ouvert, est fermé et que la soupape d'alimentation est calée d'une manière efficace dans la position fermée ;
- b) Lorsqu'un récipient, dans lequel peut être admise directement la vapeur amenée par une conduite de vapeur, est ouvert de telle manière qu'une personne puisse y pénétrer totalement ou partiellement, entre cette conduite et ce récipient doivent être présents et être utilisés les mêmes dispositifs de fermeture que ceux qui sont indiqués au premier alinéa pour les chaudières.

Art. 15. — a) Les chaudières, réservoirs et autres appareils, contenant de la vapeur, des liquides chauds ou des gaz asphyxiants, doivent être construits et installés de telle manière et se trouver dans un état d'entretien tel qu'ils ne constituent pas une cause de danger.

b) Une conduite ou un réservoir par lequel passent de la vapeur, des liquides ou des gaz chauds ou très froids, doivent, pour autant qu'il est nécessaire, être efficacement protégés.

II. — Danger d'explosion.

Art. 16. — a) Les chaudières, réservoirs et autres appareils, dans lesquels se trouvent ou peuvent se dégager des gaz susceptibles de créer un danger d'explosion, doivent être placés ou disposés de manière à prévenir autant que possible une explosion. Aussi longtemps qu'après l'ouverture d'un de ces appareils il peut encore s'y trouver un mélange explosif de gaz, aucun feu et aucune lumière artificielle qui ne soit isolée d'une manière satisfaisante ne peuvent brûler dans son voisinage.

b) Les appareils mentionnés à l'alinéa précédent doivent être pourvus de dispositifs de sûreté tels que le gaz ne puisse s'échapper qu'en quantité aussi faible que possible, sauf dans le cas où il est évacué dans l'atmosphère par un tuyau.

III. — Liquides dangereux.

Art. 17. — a) Les bouteilles, fûts et autres récipients contenant de l'acide chlorhydrique, de l'acide sulfurique, de l'acide nitrique, du phénol ou d'autres liquides corrosifs doivent être pourvus d'un signe très apparent, qui indique quel liquide ils contiennent.

b) Les bouteilles et bidons servant au transport et à l'emmagasinage d'un acide fort ou d'un liquide dangereux analogue doivent, si leur capacité dépasse 5 litres, être placés dans un panier ou protégés efficacement d'une autre manière.

c) Lors de la distribution d'acides ou d'autres liquides corrosifs, des dispositions efficaces doivent être prises pour éviter les pertes et les éclaboussures.

IV. — Compresseurs.

Art. 18. — a) L'air aspiré par les compresseurs doit autant que possible être sec et exempt de poussières.

b) La température de l'air comprimé ne peut dépasser 150° C à basse pression et 160° C à haute pression.

c) Pour le graissage des compresseurs doit être employée une très bonne huile minérale. Le point d'inflammation de cette huile, déterminé d'après la méthode Pensky-Martens (Norme N 1170), doit être d'au moins 30° supérieur à la plus haute température de l'air, et d'au moins 195° C.

d) Des instruments ou des appareils dignes de confiance doivent constamment être en place pour la mesure des températures dont il est question dans le deuxième et le troisième alinéa.

e) Le point d'inflammation et la composition de l'huile doivent être vérifiés chaque fois que l'Inspecteur Général des Mines en fait la demande. L'Inspecteur Général peut aussi demander que soient présentés des certificats d'épreuve dignes de foi et des échantillons d'une quantité suffisante de matière.

f) Les compresseurs à piston et tous leurs accessoires doivent, après 8.000 heures de service au plus, être ouverts et, au besoin, nettoyés. Les examens et les observations faits à cette occasion doivent être inscrits dans un registre destiné à recevoir ces indications.

g) L'Inspecteur Général des Mines peut accorder des dispenses aux prescriptions de cet article.

V. — Réservoirs d'air comprimé.

Art. 19. — a) Les réservoirs d'un diamètre d'au moins un mètre, à l'exclusion des refroidisseurs, recevant de l'air comprimé sous une pression qui ne dépasse pas 8 atm, doivent être soumis tous les 5 ans à une visite intérieure approfondie.

b) Si l'examen en fait apparaître l'opportunité, les réservoirs doivent être soumis à une épreuve hydraulique, sous une pression dépassant d'au moins 3,5 atm la pression d'air maximum admise dans le réservoir.

c) La Direction de la mine fait connaître à l'Inspecteur Général des Mines la date à laquelle il sera procédé à cette visite.

d) Les résultats de l'examen doivent être communiqués sans retard à l'Inspecteur Général des Mines.

N° 57.

Prescriptions concernant l'application de l'article 154 du règlement minier de 1939.

Mesures de sécurité applicables aux ascenseurs.

Art. 1. — Dans ces prescriptions, on entend par :

- 1) Ascenseur : une installation non déplaçable destinée au transport de personnes ou de charges, dans les travaux de surface, au moyen d'une ou de plusieurs cages mues verticalement le long de guidages fixes.
- 2) Ascenseur à arrêt : un ascenseur dans lequel l'entrée et la sortie et le chargement ou le déchargement ont lieu lors de l'arrêt de la cage.
- 3) Ascenseur pour personnel : un ascenseur à arrêt, utilisé exclusivement ou non, pour la translation des personnes.
- 4) Monte-charges A : un ascenseur à arrêt, utilisé pour le transport de charges, étant admis que celles-ci peuvent être accompagnées d'une ou de plusieurs personnes.
- 5) Monte-charges D : un ascenseur à arrêt, qui n'est pas un monte-charges de bâtiment, utilisé exclusivement pour le transport de charges, et désigné comme tel par l'Inspecteur Général des Mines.
- 6) Ascenseur de bâtiment : un ascenseur à arrêt utilisé exclusivement pour le transport de charges lors de l'édification, de la transformation, de la réparation ou de la démolition de bâtiments et de constructions.
- 7) Cage : la partie de l'ascenseur dans laquelle ou à l'aide de laquelle les personnes ou les charges sont transportées.

Art. 2. — Un ascenseur et ses accessoires doivent satisfaire aux exigences d'un fonctionnement convenable et sûr et être maintenus en bon état d'entretien.

Art. 3. — a) Tout ascenseur pour personnel, à l'exception des ascenseurs à câble sans fin, tout monte-charges A, sauf si la vitesse de marche ne dépasse pas 50 cm par seconde et que la cage soit suspendue à au moins trois câbles de chanvre ou de coton et qu'un tiers du nombre de câbles ne soit pas sous tension, tout monte-charges D, lorsque la chute de la cage de ce dernier risque d'endommager gravement le bâtiment, doivent être pourvus d'un dispositif empêchant la chute de la cage.

b) Sous la machine de l'ascenseur ou, si c'est nécessaire, sous la transmission installée à la partie supérieure de la cage d'ascenseur doit être établi un plancher convenable.

Art. 4. — a) Tout ascenseur doit être muni de dispositifs de sécurité efficaces.

b) Tout ascenseur, à l'exception des ascenseurs à câble sans fin, tout monte-charge mû à la main, d'une force portante maximum de 35 kg, et tout monte-charge mû à la main, d'une force portante maximum de 100 kg et dont les ouvertures de service se trouvent à 70 cm et plus au-dessus du sol, doivent être pourvus de dispositifs de sécurité réalisant avec certitude l'impossibilité de mettre la cage en mouvement avant que tous les accès ne soient dûment fermés, et l'arrêt automatique de la cage lorsque celle-ci a atteint les niveaux extrêmes de sa course.

Art. 5. — Les ascenseurs et leurs accessoires doivent être protégés d'une manière efficace et être installés de manière à éviter autant que possible que des personnes ne puissent être blessées par suite de chute, d'écrasement, ou par la chute d'objets.

Art. 6. — A chaque accès à un ascenseur non destiné à la translation des personnes doit être clairement indiqué que les personnes ne peuvent pas utiliser cet ascenseur.

Art. 7. — Le nombre maximum de personnes ou le poids maximum de marchandises qui peuvent être transportées simultanément par un ascenseur doivent être indiqués d'une manière bien visible au voisinage des accès ou dans la cage.

Art. 8. — Il est interdit de transporter simultanément au moyen d'un ascenseur un nombre de personnes ou un poids de marchandises plus grands que ne le permet la sécurité de l'utilisation de l'ascenseur.

Art. 9. — Pour les monte-charge D, qui sont mus à l'air comprimé, l'Inspecteur Général des Mines peut accorder dispense d'observer les prescriptions de l'article 4.

N^o 58.

Prescription concernant l'application de l'article 156 du règlement minier de 1939.

Déplacement des haveuses.

Lors du déplacement de haveuses lourdes dans les tailles, il ne peut se trouver personne à l'aval de la machine, lorsque les couches sont assez inclinées ou le mur assez lisse pour que, en cas de rupture de la chaîne ou de mise sous tension de la chaîne, la machine puisse spontanément glisser vers l'aval, sauf si la machine est reliée au dispositif de ripage par un câble de sécurité d'une résistance suffisante.

N^o 59.

Prescriptions concernant l'application de l'article 162 du règlement minier de 1939.

Installations de lavabos de bains et de vestiaires pour le personnel du fond.

Art. 1. — Dans le local des bains réservé aux personnes de moins de 18 ans, toutes les douches doivent être établies dans des cabines, sauf si les gar-

çons qui prennent leur bain font usage de caleçons de bain et qu'ils soient l'objet d'une surveillance satisfaisante ; dans ce cas, les cabines ne sont pas exigées.

Art. 2. — Dans chaque local de bains, le nombre de douches par 100 ouvriers doit être d'au moins 15, dont 5 au moins doivent être établies dans des cabines, lorsque le local de bains est destiné à des personnes de plus de 18 ans ; une réduction du nombre de douches à établir dans des cabines peut être accordée.

Art. 3. — Les vêtements doivent pouvoir être suspendus dans des compartiments de dimensions suffisantes, spécialement destinés à cette fin.

Art. 4. — Le vestiaire doit avoir, abstraction faite de l'espace occupé par les cabines, une surface de sol d'au moins 1,2 m² par ouvrier.

Art. 5. — Dans les cas prévus aux articles 2 et 4 on prendra en considération, pour le calcul du nombre d'ouvriers, le nombre de ceux qui sont présents dans le local de lavabos, de bains et de vestiaire.

N^o 60.

Prescription concernant l'application de l'article 163 du règlement minier de 1939.

Cabinets d'aisance à la surface.

Les cabinets d'aisance et les urinoirs installés dans les travaux de surface doivent, sauf s'il s'agit de waterclosets qui ne répandent pas d'odeurs, être placés en dehors des locaux de travail ou être séparés de ceux-ci par des couloirs ventilés de telle manière qu'aucune odeur ne soit perceptible dans les locaux de travail.

N^o 61.

Prescription concernant l'application de l'article 164 du règlement minier de 1939.

Tinettes dans les travaux souterrains.

Les tinettes en usage dans les travaux souterrains doivent être facilement transportables et étanches à l'eau et doivent, en dehors du moment de leur emploi et lors de leur transport, être fermées au moyen d'un couvercle hermétique.

N^o 62.

Prescriptions concernant l'application de l'article 172, deuxième alinéa, du règlement minier de 1939.

Conditions auxquelles doit satisfaire l'équipe de sauvetage.

Désignation et formation du personnel de sauvetage.

Art. 1. — Peuvent être désignés comme membres de l'équipe de sauvetage des employés et des ouvriers qui ont été occupés pendant deux années au moins dans les travaux souterrains et qui sont agréés au point de vue médical. Après s'être exer-

cés d'une manière satisfaisante au maniement des appareils de sauvetage dans une atmosphère asphyxiante, ils peuvent être classés par le chef de l'équipe de sauvetage parmi les membres entraînés.

Exercices.

Art. 2. — a) Il doit être exécuté au moins cinq exercices, répartis d'une manière égale dans le cours de l'année, dont deux en atmosphère asphyxiante, deux dans la mine et les autres au choix.

b) Il est procédé annuellement à un exercice d'alerte, dont l'Administration des Mines (Inspecteur Général des Mines et Inspecteurs des Mines et Fonctionnaires techniques des Mines intéressés) doivent être immédiatement prévenus. Dans la détermination du nombre d'exercices, l'exercice d'alerte compte comme exercice dans la mine pour les intéressés.

c) L'Inspecteur Général des Mines peut temporairement augmenter le nombre d'exercices, dans une mine, si l'entraînement du personnel de sauvetage lui paraît insuffisant.

Nombre d'appareils.

Art. 3. — a) Le nombre d'appareils, qui seront autant que possible du même type et de la même construction, sera de :

- pour un poste du fond le plus chargé de moins de 400 hommes : 5 ;
- moins de 700 hommes : 10 ;
- plus de 700 hommes : 15 ;

b) Sous réserve du maintien d'un minimum de cinq appareils, l'Inspecteur Général des Mines peut prescrire que le nombre d'appareils sera augmenté, eu égard à l'étendue des travaux souterrains ou au caractère dangereux de la mine, dû à la présence de gaz ou de poussière de charbon.

Effectifs de l'équipe de sauvetage.

Art. 4. — a) L'effectif de l'équipe doit comporter au moins trois fois le nombre des appareils requis, avec un minimum de 18 hommes.

b) Chaque année, l'aptitude des membres de l'équipe doit être examinée au point de vue médical.

Composition de l'équipe.

Art. 5. — Le personnel de sauvetage doit de préférence être recruté parmi les agents et ouvriers des travaux souterrains habitant à proximité de la mine.

Mise au travail du personnel de sauvetage.

Art. 6. — Le personnel de sauvetage doit autant que possible être réparti également parmi le personnel des trois postes.

Direction du service de sauvetage.

Art. 7. — Est chargé de la direction du service de sauvetage un agent spécialement désigné à cette fin, à qui doivent être données des instructions soumises à l'approbation de l'Inspecteur Général des Mines.

Direction de l'équipe de sauvetage.

Art. 8. — a) Est chargé de la direction de l'équipe de sauvetage un agent spécialement désigné à cette fin, à qui doivent être données des instructions soumises à l'approbation de l'Inspecteur Général des Mines.

b) Un plan d'aérage tenu à jour doit constamment être mis à la disposition du chef de l'équipe.

Inventaire.

Art. 9. — Outre le nombre requis d'appareils complets de sauvetage, il doit exister, à la station de sauvetage, ou dans un autre endroit approprié :

- 1) un nombre suffisant de pièces de réserve des appareils et un ou plusieurs récipients d'oxygène, au besoin munis de détendeurs, pour le remplissage des réservoirs d'oxygène des appareils ;
- 2) pour chaque appareil, un réservoir d'oxygène d'appareil, chargé, quatre cartouches de potasse et trois lampes électriques prêtes à un usage immédiat ;
- 3) quelques extincteurs d'incendie efficaces ;
- 4) deux thermomètres ;
- 5) une quantité suffisante de matériaux convenables pour l'édification rapide de barrages.

Plan de sauvetage.

Art. 10. — Tous les ans avant le 15 décembre doit être adressée à l'Inspecteur Général des Mines une instruction générale pour le cas d'incendie éclatant dans la mine et un plan de sauvetage, portant entre autres l'indication :

- 1) du nombre d'ouvriers du fond et du nombre d'ouvriers du poste le plus chargé ;
- 2) du nom de la personne qui prend la direction en cas de catastrophe, du directeur du service de sauvetage, du chef de l'équipe de sauvetage et de leurs remplaçants, et du nom du gardien de la station de sauvetage ;
- 3) du nombre de chefs d'équipes et de sauveteurs ;
- 4) du nombre, de la nature, des périodes et de la durée des exercices ;
- 5) du type et du nombre d'appareils ;
- 6) de l'inventaire de la station de sauvetage.

Signe distinctif du personnel de sauvetage.

Art. 11. — La présence à la mine des membres de l'équipe de sauvetage (les surveillants exceptés) doit pouvoir être constatée au moyen d'un signe distinctif qui doit figurer sur le tableau de contrôle.

Disposition générale.

Art. 12. — A la demande de la Direction de la mine, plusieurs sièges d'exploitation ou mines peuvent sous certaines conditions être considérés par l'Inspecteur Général des Mines comme ne constituant qu'une mine, pour l'application des présentes prescriptions.

N^o 63.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 173, premier alinéa,
du règlement minier de 1939.**

Conditions auxquelles doivent satisfaire les moyens de pansement et de secours, les civières et le local pour premiers soins à donner aux blessés.

Moyens de pansement et de secours.

Art. 1. — A la mine doivent exister, en quantité suffisante et en bon état d'utilisation, les approvisionnements suivants de moyens de pansement et de secours :

- 1) des écharpes ou bandages pour ligaturer les membres ;
- 2) des attelles en bois et d'autres moyens de secours pour la ligature et les soins ultérieurs des fractures d'os ;
- 3) des couvertures ;
- 4) des boîtes métalliques fermant bien pour la conservation au fond des moyens de pansement et de secours ;
- 5) de la gaze aseptique et des bandages pour le pansement des plaies ;
- 6) des appareils pour la stérilisation des instruments et du matériel de pansement ;
- 7) le matériel nécessaire pour laver les personnes blessées ;
- 8) des instruments pour le traitement des plaies et l'hémostase, ainsi que des bistouris, des ciseaux et des pincettes ;
- 9) du matériel pour transfusion ;
- 10) des appareils d'inhalation d'oxygène et pour l'application de la respiration artificielle ;
- 11) du matériel ordinaire d'infirmerie, tel que table d'examen, pansements et instruments, petites tables, matelas, coussins, draps et cruches pour réchauffer ;
- 12) tous autres moyens de pansement et de secours nécessaires pour les premiers soins en cas d'accident.

Civiers.

Art. 2. — a) Les civières servant au transport des blessés et des malades doivent être aménagées de telle manière que la personne transportée puisse être étendue dans une position aisée, reposante et convenable et que le transport par les galeries et le puits puisse s'effectuer d'une manière non dangereuse pour la personne transportée.

b) Les civières doivent toujours, après leur emploi, être nettoyées à fond.

Le local.

Art. 3. — a) L'une des entrées du local doit être suffisamment large pour permettre à une personne transportée sur une civière d'y passer sans difficulté.

b) Le local doit pouvoir être facilement et convenablement chauffé et en tout temps abondamment éclairé.

c) Le local doit être pourvu d'un sol imperméable, sans joints ou en présentant peu, et qui peut être facilement nettoyé. Les murs du local doivent jusqu'à une hauteur d'au moins 1,50 m au-dessus du sol, être, soit peints en laque lavable, soit revêtus d'un matériau émaillé.

d) Dans le local, il doit exister un lavabo à eau courante chaude et froide.

e) Lorsque le local n'est pas utilisé, la porte doit être fermée à l'aide d'une serrure. Sur la porte doit être clairement indiqué chez qui et à quel endroit on peut s'en procurer la clef.

f) Le local ne peut être utilisé à d'autres fins que celles qui se rapportent à l'administration des secours.

g) En cas de construction nouvelle ou de nouvel aménagement d'un local, celui-ci doit se trouver en communication directe avec une pièce aménagée comme salle d'attente, pourvue des bancs nécessaires ainsi que d'un réduit dans lequel est installé un watercloset.

N^o 64.

**Prescriptions concernant l'application
de l'article 173, premier alinéa,
du règlement minier de 1939.**

Endroits où doivent se trouver les civières et moyens de pansement et de secours.

Art. 1. — En ce qui concerne les travaux de surface des mines, est approuvée la désignation faite par la Direction de la Mine du local pour premiers soins aux blessés, dans lequel doivent se trouver tous les moyens de pansement et de secours énumérés à l'article 1 des prescriptions n^o 63, ainsi que deux civières.

Art. 2. — En ce qui concerne les travaux souterrains, il est admis que dans chaque division de surveillance il existe en au moins un endroit :

- 1) une civière ;
- 2) des attelles en bois pour ligaturer les fractures de membres ;
- 3) une boîte métallique fermant bien, qui doit contenir :
 - 1^o au moins une couverture ;
 - 2^o éventuellement des bandages pour ligaturer les membres, ainsi que de la gaze aseptique et des bandages pour le pansement des plaies.

Art. 3. — Si la boîte mentionnée sous 3) à l'article précédent ne contient pas les bandages pour ligaturer les membres, ni de gaze aseptique, ces objets emballés dans une boîte portative ou dans un paquet, doivent être en possession de personnes désignées par la Direction des travaux de la mine,

capables de donner les premiers soins en cas d'accident, et il sera veillé à ce que ces objets soient disponibles pendant les heures normales de travail dans chaque division de surveillance.

N° 65.

Prescriptions concernant l'application de l'article 173, sixième alinéa, du règlement minier de 1939.

Conditions auxquelles doit satisfaire la boîte de pansement dans les chantiers de sondage

La boîte de pansement mentionnée à l'article 173 6^{me} alinéa du Règlement minier de 1939, doit contenir :

- deux pansements rapides Utermöhlens N° 1 ;
- cinq paquets d'ouate de pansement de 10 grammes ;
- une boîte de sparadrap, 1 m de longueur, 1 cm de largeur ;
- deux épingles de sûreté sur carton ;
- une grande couverture triangulaire, emballée dans du papier ;
- une boîte de 10 compresses carrées stériles 4,5 × 4,5 cm.

N° 66.

Règlement relatif à la translation du personnel dans les puits (Prescription n° 24, art. 68).

Art. 1. — Sauf en cas de danger ou pour visites, réparations et activités analogues, la circulation le long des échelles est interdite.

Art. 2. — a) Le changement des équipes de travail a lieu normalement aux heures suivantes :

A. — *Pour les postes d'une durée de 6 heures :*

- 1) la remonte de l'équipe de nuit et la descente de l'équipe du matin à ... heures ;
- 2) la remonte de l'équipe du matin et la descente de l'équipe de midi, à ... heures ;
- 3) la remonte de l'équipe de midi et la descente de l'équipe de nuit à ... heures ;
- 4) la remonte de l'équipe du soir et la descente de l'équipe de nuit à ... heures.

B. — *Pour les postes d'une durée de 8 heures :*

- 1) la remonte de l'équipe de nuit et la descente de l'équipe du matin à ... heures ;
- 2) la remonte de l'équipe du matin et la descente de l'équipe de midi à ... heures ;
- 3) la remonte de l'équipe de midi et la descente de l'équipe de nuit à ... heures.

b) Des modifications à cet horaire n'ont lieu que si elles ont été annoncées au moins une semaine au préalable par voie d'affiches. Ce délai ne s'applique pas dans le cas de modifications imprévues, résultant de travail supplémentaire ou d'autres causes ; celles-ci doivent néanmoins toujours être annoncées aussitôt que possible, également par voie d'affiches.

Art. 3. — Pour le reste du personnel, la translation a lieu suivant les exigences du service, sous cette réserve cependant qu'en dehors des heures mentionnées à l'article 2, ne peuvent être transportées que :

- 1) les personnes chargées de la surveillance et du contrôle, les fonctionnaires de l'Administration des Mines et les contrôleurs-ouvriers ;
- 2) les personnes dont le changement d'équipe ne coïncide pas avec celui de l'équipe principale ;
- 3) les personnes chargées du transport ou de la distribution des explosifs ;
- 4) les personnes chargées de la conduite, de l'entretien ou de la réparation des machines et installations souterraines ;
- 5) les préposés aux signaux et les personnes chargées de travaux dans les puits ;
- 6) les personnes munies d'une autorisation spéciale de l'ingénieur du fond ou d'un surveillant, ainsi que les personnes accompagnées de celles qui sont mentionnées sous 1) ou qui sont accompagnées d'un préposé aux signaux ;
- 7) les blessés et les malades et ceux qui les transportent.

Art. 4. — a) Avant le commencement de la translation d'une équipe de travail, le surveillant chargé de surveiller la translation d'une équipe doit s'assurer personnellement que la visite du puits, des pièces de guidage, des cages, des taquets de retenue et des attelages des cages aux câbles a eu lieu.

b) Pour la descente de l'équipe de midi, ainsi que pour la descente de l'équipe de nuit, une seule visite du puits peut suffire.

c) A cette fin, les câbles doivent être enroulés lentement d'une longueur telle que les cages parcourent au moins une fois la distance qu'elles auront à couvrir lors de la translation du personnel.

d) Ensuite le machiniste doit s'assurer personnellement que les freins de la machine d'extraction fonctionnent bien, et que les indicateurs de profondeur marquent la position exacte des cages.

e) La translation d'une équipe ne peut commencer avant que tout ait été trouvé en ordre et que le surveillant mentionné ci-dessus ait donné personnellement au préposé aux signaux à la recette l'autorisation de donner le signal du commencement de la translation du personnel.

Art. 5. — a) Si une translation de personnel doit avoir lieu après que l'extraction dans le puits a été arrêtée pendant plus d'une heure, le surveillant chargé de la surveillance de la translation du personnel veille à ce qu'entre les niveaux du puits entre lesquels des personnes seront transportées, les cages soient montées et descendues, chargées d'un poids au moins égal au poids total des personnes qui y prendront place simultanément.

b) A cette occasion, l'exactitude des indications des indicateurs de profondeur de la machine d'extraction doit être vérifiée, et ces appareils seront, au besoin, mis en ordre.

Art. 6. — Aucune translation de personnel et aucun transport d'explosifs ne peuvent avoir lieu, lorsque et aussi longtemps que :

- 1) le puits ou les installations servant à la translation sont affectés d'un dérangement quelconque susceptible de compromettre directement ou indirectement la sécurité ; au besoin, la machine d'extraction doit être immédiatement arrêtée et elle ne peut être remise en marche avant qu'il ne soit apparu que la sécurité est assurée ;
- 2) les prescriptions relatives à cet objet du Règlement minier de 1939 ou du présent règlement ne sont pas ou pas entièrement observées et qu'ainsi la sécurité des personnes à transporter est menacée ;
- 3) un orage sévit au-dessus ou au voisinage immédiat du puits.

Art. 7. — a) La signification des signaux est la suivante :

I. — Signaux d'exécution.

- | | |
|--------------------|---|
| 1) 1 coup | : halte, |
| 2) 2 coups | : monter, |
| 3) 3 coups | : descendre, |
| 4) 1 + 2 coups | : monter lentement, |
| 5) 1 + 3 coups | : descendre lentement, |
| 6) 1 + 1 + 2 coups | : monter très lentement, |
| 7) 1 + 1 + 3 coups | : descendre très lentement, |
| 8) 4 + 1 + 3 coups | : monter, lorsque la personne à transporter donne elle-même le signal, |
| 9) 4 + 1 + 5 coups | : descendre, lorsque la personne à transporter donne elle-même le signal. |

II. — Signaux d'avertissement.

- | | |
|-----------------|--|
| 10) 4 coups | : commencement de la translation du personnel. |
| 11) 4 + 4 coups | : fin de la translation du personnel, etc. |

b) Aucune modification n'est introduite, si elle n'a été annoncée au moins un mois au préalable, et seulement après que les machinistes d'extraction et les préposés aux signaux auront eu personnellement leur attention attirée sur cette modification.

Art. 8. — a) Sauf lorsque la signalisation est en service, auquel cas tous les signaux émanant de l'envoyage et de la recette sont transmis directement au machiniste, les règles suivantes sont d'application : Les signaux du puits sont donnés à partir du puits ou de l'envoyage à la recette.

De là le signal est transmis comme signal de de machine au machiniste d'extraction. Les signaux doivent être donnés clairement. Aucun signal de machine ne peut être donné avant que le signal de puits n'ait été clairement reçu.

b) En cas de réparations au puits, il est permis de donner un signal direct de l'envoyage ou de la cage au machiniste.

c) S'il y a doute au sujet de l'exactitude du signal reçu, la répétition doit en être attendue ou demandée.

d) Lorsque la cage s'est arrêtée à un envoi, aucun signal de machine ne peut être donné, avant que de cet endroit un signal n'ait été reçu pour faire mettre à nouveau la cage en mouvement, sauf s'il y a certitude absolue que personne ne se trouve à cet endroit.

Art. 9. — a) Aussi longtemps qu'en dehors des envoies, du personnel est occupé dans le compartiment d'extraction du puits, le préposé aux signaux à la recette ne peut transmettre au machiniste d'extraction d'autres signaux que ceux qui émanent de ce personnel.

b) Aussi longtemps que les cages sont en mouvement, aucun signal de machine ne peut être donné, sauf si, dans l'intérêt de la sécurité, les cages doivent être arrêtées.

Art. 10. — a) En dehors des personnes mentionnées à l'article 5, sous 1) ou 5), sont seuls qualifiés pour donner des signaux, les préposés désignés à cette fin.

b) Ces préposés aux signaux doivent se relayer avant le commencement de la translation régulière du personnel et veiller à ce que les signaux soient donnés de la manière prescrite, et non par des personnes non qualifiées.

c) Le signal du commencement de la translation régulière du personnel doit être donné par le préposé pendant le service duquel la translation a lieu.

d) Ils ont en outre l'obligation de porter immédiatement à la connaissance du surveillant de service ou du surveillant chargé de la visite des installations d'extraction, tous les défauts affectant le puits ou les installations servant à la translation ou qui ont rapport à celle-ci, qu'ils découvrent eux-mêmes ou qui leur sont signalés par autrui.

Art. 11. — a) Personne ne peut utiliser les cages si, à la recette, n'est présent aucun agent qualifié pour donner des signaux.

b) Aussi longtemps que des personnes sont présentes dans les travaux souterrains, il doit constamment se trouver à la recette une personne qualifiée pour donner des signaux, si une telle personne ne se trouve pas à la recette de l'autre puits de la mine ou si ce puits ne donne pas accès à la partie des travaux souterrains, dans laquelle séjourne du personnel.

c) Si aucun préposé aux signaux n'est présent à un envoi, ne peuvent être transportées vers cet envoi que les personnes mentionnées à l'article 5, sous 1), 5) ou 6). A l'occasion de cette translation, les personnes à transporter auront, au besoin, à faire usage des signaux mentionnés à l'article 7, sous 8) et 9). A la réception d'un tel signal, on doit, à la recette, attendre au moins 30 secondes avant de transmettre le signal de machine.

d) Pendant la remonte ou la descente d'une équipe de poste, des préposés aux signaux doivent toujours être présents aux envoies à partir desquels ou vers lesquels la translation a lieu.

e) Chacun a pour obligation de faire arrêter les cages dès qu'il remarque ou présume que la

continuation de la translation constitue une cause directe de danger,

f) La translation ne peut être poursuivie qu'après que tout danger est écarté.

Art. 12. — a) Les préposés aux signaux sont chargés du maintien de l'ordre aux recettes et aux envoies où ils sont en service.

b) Ils veillent en même temps à ce que personne n'utilise la cage, s'il n'est satisfait aux prescriptions de cet article et à celles du suivant.

c) Les personnes qui, à une recette ou à un envoie, attendent d'être transportées au moyen de la cage doivent se comporter avec calme et ordre, et se conformer aux indications qui leur sont données par les préposés aux signaux.

d) Le préposé aux signaux détermine l'ordre dans lequel les personnes à transporter peuvent utiliser la cage.

e) Dans la cage peuvent prendre place simultanément au maximum :

..... personnes à l'étage supérieur.

..... personnes au deuxième étage.

..... personnes au troisième étage.

..... personnes à l'étage inférieur.

f) Il est interdit d'entrer dans la cage ou d'en sortir avant que celle-ci ne soit complètement immobile.

g) Le préposé aux signaux veille à ce qu'aucun objet ne soit déposé au voisinage du puits de manière telle qu'il puisse tomber dans le puits.

Art. 15. — a) Pendant la translation du personnel d'un poste, la translation des personnes à destination où en provenance d'étages différents doit rester séparée, et tout autre transport de matériel par cages dans le puits doit être arrêté ; de plus les cages doivent être munies de portes bien fermées.

b) Sont seuls autorisés à se faire transporter dans des cages non fermées les agents de l'exploitation, le personnel surveillant, les réparateurs de puits, les préposés aux signaux et les personnes munies d'une autorisation accordée par ou au nom de la Direction de la mine, ainsi que les fonctionnaires de l'Administration des Mines et les contrôleurs-ouvriers et les personnes accompagnées de l'une de celles citées ci-dessus.

c) La présence de personnes sur un étage partiellement chargé d'une cage est toujours interdite.

d) A chaque étage où se trouvent des personnes, il doit y avoir au moins une lampe allumée.

e) Au cours de la translation, chacun doit conserver une attitude calme, et personne ne peut quitter sa place, une fois qu'il l'a occupée.

f) Sur un étage de cage, il est permis de transporter, en même temps que des personnes, des trouses à outils, des instruments et des objets analogues, à condition que ceux-ci soient rangés de manière qu'ils ne puissent glisser ni occasionner, au cours de la translation, des blessures à l'un des compagnons de travail, et que leurs dimensions soient d'au moins 20 cm inférieures à la distance entre les guides de la cage. Des outils non rangés ou des objets pondéreux ne peuvent être emportés que pour l'exécution de réparations dans le puits.

Art. 14. — a) La machine d'extraction ne peut être conduite que par des machinistes chargés de cette fonction par ou au nom du directeur des travaux.

b) Pendant la remonte ou la descente du personnel d'un poste, doit se tenir auprès du machiniste une personne prête à intervenir et capable d'arrêter au besoin la machine d'extraction.

c) La machine ne peut pas être mise en marche avant qu'un signal de machine n'ait été clairement reçu. Lorsqu'il y a doute sur la signification du signal reçu, il y a lieu d'en demander ou d'en attendre la répétition.

d) La mise en marche et l'arrêt de la machine doivent, autant que possible, avoir lieu sans chocs.

e) On doit également éviter de former une boucle dans un câble.

f) La translation des personnes ne peut se faire à une vitesse de plus de m par seconde.

g) Le machiniste veille également à ce que, dans le cas mentionné à l'article 6, aucune translation n'ait lieu ; au besoin, il arrête la machine d'extraction sans attendre préalablement le signal d'arrêt.

Art. 15. — a) Pendant le transport d'explosifs par un puits, tout autre transport doit être arrêté dans ce puits.

b) Le préposé aux signaux, à l'endroit à partir duquel doit se faire le transport d'explosifs par le puits, veille à ce que les autres préposés intéressés, ainsi que le machiniste d'extraction, en soient prévenus avant que ne commence ce transport.

c) Le machiniste doit veiller à ce que la marche de la cage soit particulièrement régulière, en évitant soigneusement les chocs. La vitesse ne peut dépasser ... m par seconde. Les mêmes prescriptions sont applicables dans le cas de translation d'un blessé, ce dont les préposés aux signaux et les machinistes doivent également être avertis.

Art. 16. — a) Lors de visites de puits, au cours desquelles des personnes se tiennent sur le toit de la cage, il faut autant que possible, que la cage soit arrêtée ou qu'elle descende.

b) Les personnes qui lors de leur translation par le puits, se tiennent debout sur le toit de la cage doivent, si ce toit n'est pas pourvu d'un garde-corps d'au moins 80 cm de hauteur, être protégées contre la chute dans le puits au moyen d'une ceinture de sûreté fixée à l'une des pièces d'attelage de la cage au câble.

Art. 17. — Le directeur des travaux fait connaître, par affichage dans le bâtiment des puits, quelles sont les personnes qu'il a chargées :

- 1) de donner les signaux (préposés aux signaux) ;
- 2) d'exercer la surveillance durant la translation ;
- 3) de visiter l'installation d'extraction, comme prévu à l'article 46 du Règlement minier de 1939.

Art. 18. — a) L'affichage dans le bâtiment des puits d'un exemplaire dûment complété du présent règlement fait connaître :

- 1) les heures pendant lesquelles s'effectue la translation régulière du personnel des postes de travail (article 2) ;

2) le nombre de personnes qui peuvent prendre place simultanément dans la cage (article 12) ;
 3) la vitesse maximum à laquelle les personnes et les explosifs peuvent être transportés (art 14 et 15).

b) Pour faire connaître les signaux, des tableaux sont placés :

près des machines d'extraction,

à la recette,

à tous les envoies, à partir desquels s'effectue le transport.

Art. 19. — Quiconque remarque ou apprend qu'une circonstance quelconque, affectant le puits ou les installations, servant à la translation ou ayant rapport à celle-ci, menace ou est susceptible de menacer la sécurité de la translation, est obligé d'en donner immédiatement connaissance à l'une des personnes mentionnées à l'article 17.

Art. 20. — Les infractions au présent règlement peuvent être punies d'amende, de suspension ou de renvoi immédiat, sans préjudice des peines qui peuvent être prononcées par le juge en vertu de la loi minière de 1903.

N^o 67.

Instructions à observer par les machinistes lors de la translation du personnel dans les puits (Prescription n^o 24, art. 67).

Art. 1. — a) Les machinistes sont tenus d'observer exactement les instructions suivantes. La transgression de celles-ci est punissable.

b) Lorsque l'installation servant à la translation des personnes est utilisée dans des conditions qui ne sont pas conformes aux présentes instructions, le machiniste partage la responsabilité de cette infraction, s'il a autorisé cette utilisation.

Art. 2. — Avant que ne commence la translation du personnel, le machiniste doit s'assurer personnellement que les freins de la machine d'extraction fonctionnent bien et que les indicateurs de profondeur représentent la position exacte de la cage.

Art. 3. — a) Avant que ne commence la translation d'une équipe, la cage, chargée d'un poids au moins égal au poids de l'ensemble des personnes à transporter, doit être descendue entre les niveaux du puits, entre lesquels s'effectuera la translation de personnes.

b) Cette prescription ne s'applique pas dans le cas d'une translation de personnes qui fait immédiatement suite au transport de matériel, et si au cours de ce transport, il a été constaté que l'ensemble de l'installation est en ordre.

Art. 4. — La translation du personnel ne peut avoir lieu lorsque les taquets éventuellement existants ne sont pas mis hors service.

Art. 5. — a) Le machiniste doit conduire la machine d'extraction avec une prudence particulière. Des variations brusques de vitesse ne peuvent pas se produire.

b) Lorsque, dans le cas de machines Koepe, la cage montante n'est pas chargée, il doit en être

informé et il doit limiter la vitesse au maximum fixé dans ce cas par le Directeur des Travaux.

Art. 6. — a) Lorsqu'il existe un régulateur de vitesse, celui-ci doit fonctionner tant lors du transport des produits que lors de la translation du personnel.

b) Pendant la translation du personnel, ce régulateur ne peut en aucun cas être réglé pour une vitesse supérieure à la vitesse admise.

c) Lorsque le régulateur est mis hors service, la vitesse ne peut être portée à plus de 5 m par seconde.

Art. 7. — Lorsqu'il apparaît au machiniste qu'une partie quelconque de l'installation d'extraction est affectée de défauts tels que la sécurité n'est plus assurée, il doit avertir immédiatement le surveillant intéressé et arrêter la translation jusqu'à ce que des mesures efficaces aient été prises pour pourvoir à la sécurité.

Art. 8. — Lorsqu'il y a doute sur l'exactitude d'un signal reçu, il doit demander la répétition de celui-ci.

Art. 9. — Lors de réparations exécutées dans le puits, il est permis de transmettre, de l'envoyage ou de la cage, un signal direct au machiniste.

Art. 10. — Aux heures de la translation du personnel des postes, il doit se trouver auprès du machiniste un aide capable d'arrêter la machine d'extraction.

Art. 11. — a) Pendant la translation du personnel, le machiniste ne peut pas quitter les fers.

b) Au cas où le machiniste quitte la machine, celle-ci doit être immobilisée au moyen des freins.

Art. 12. — a) La mise en marche et l'arrêt de la machine doivent autant que possible avoir lieu sans chocs.

b) La translation des personnes ne peut se faire à une vitesse dépassant m par seconde.

Art. 13. — Lors du transport de blessés, de malades ou d'explosifs, la vitesse ne peut dépasser m par seconde, et le machiniste doit veiller à réaliser une marche particulièrement régulière de la cage en évitant soigneusement les chocs.

Art. 14. — Le graissage et le nettoyage de la machine ne sont autorisés qu'à l'arrêt.

N^o 68.

Instructions à observer par les préposés aux signaux lors de la translation du personnel dans les puits (Prescription n^o 24, art. 67).

Art. 1. — a) Les préposés aux signaux sont tenus d'observer exactement les instructions suivantes. La transgression de celles-ci est punissable.

b) Lorsque l'installation servant à la translation du personnel est utilisée dans des conditions qui ne sont pas conformes aux présentes prescriptions, le préposé aux signaux partage la responsabilité de cette infraction, s'il a autorisé cette utilisation.

Art. 2. — Pendant la translation du personnel le préposé aux signaux ne peut pas quitter sa

place. Il doit se tenir du côté de l'installation de signalisation.

Art. 3. — a) Les préposés aux signaux doivent se relayer avant le commencement de la translation régulière du personnel.

b) Le signal du commencement de la translation régulière du personnel doit être donné par le préposé aux signaux pendant le poste durant lequel la translation a lieu. Il ne peut donner ce signal avant d'y avoir été autorisé par le surveillant désigné à l'article 4 du règlement.

Art. 4. — L'emploi de taquets est interdit lors de la translation du personnel; lorsque les taquets existent, ils doivent être effacés lors de la translation du personnel et être immobilisés avec sécurité, de manière que la cage puisse passer sans obstacle.

Art. 5. — Lorsque, dans le cas de machines Koepe, la cage montante est vide lors de la translation du personnel, le préposé aux signaux doit en informer le machiniste.

Art. 6. — Avant le commencement de la translation régulière du personnel, le préposé aux signaux doit s'assurer que :

- 1) les portes des compartiments réservés à la translation ;
 - 2) les fermetures des cages ;
 - 3) l'installation de signalisation ;
- sont en ordre.

Art. 7. — La recette et les envoies entre lesquels a lieu la translation du personnel doivent, au cours de celle-ci, être éclairés d'une manière satisfaisante.

Art. 8. — Lorsque les visites journalières ou autres font apparaître des déficiences telles que la sécurité n'est plus assurée, aucune translation de personnel ne peut avoir lieu avant qu'il n'ait été remédié efficacement à ces déficiences.

Art. 9. — Lorsque, au cours de la translation du personnel, se révèlent des déficiences telles que la sécurité n'est plus assurée, la translation du personnel doit être arrêtée, jusqu'à ce que soient prises des mesures efficaces grâce auxquelles la sécurité est à nouveau garantie.

Art. 10. — Lorsque le préposé aux signaux constate une déficence quelconque, soit au puits, soit à l'installation d'extraction, ou si une telle déficence lui est signalée par d'autres personnes, il est obligé d'en informer immédiatement le surveillant de service ou le surveillant chargé de la surveillance de l'installation d'extraction. Il doit également donner connaissance à celui qui le relaie, de toute déficence à laquelle il n'a pas encore été remédié à la fin de son poste.

Art. 11. — En dehors des heures prévues pour la translation du personnel, ne peuvent être transportés que :

- 1) les personnes investies d'une mission de surveillance, ainsi que les fonctionnaires de l'Administration des Mines et les contrôleurs-ouvriers ;
- 2) les personnes dont le changement de poste ne coïncide pas avec celui de l'équipe principale ;

3) Les personnes chargées du transport ou de la distribution des explosifs ;

4) les personnes chargées de la conduite, de l'entretien ou de la réparation de machines et d'installations souterraines ;

5) les préposés aux signaux et les personnes chargées de travaux dans les puits ;

6) les personnes munies d'une autorisation spéciale du directeur des travaux ou d'un surveillant, ainsi que les personnes accompagnées de l'une de celles désignées sous 1) ou accompagnées d'un préposé aux signaux ;

7) les blessés ou les malades et les personnes qui les accompagnent.

Art. 12. — Peuvent seuls utiliser une cage non fermée :

1) les agents de l'exploitation ;

2) le personnel surveillant ;

3) les réparateurs de puits et les préposés aux signaux ;

4) les personnes pourvues d'une autorisation accordée par la Direction de la mine ou au nom de celle-ci ;

5) les fonctionnaires de l'Administration des Mines et les contrôleurs-ouvriers ;

6) les personnes accompagnées par l'une de celles ci-dessus.

Art. 13. — Le préposé aux signaux ne peut admettre personne dans un compartiment partiellement chargé d'une cage.

Art. 14. — Il est interdit d'utiliser l'une des cages pour le transport de matériaux, lors de la translation du personnel au changement de poste.

Art. 15. — Sauf pour une translation occasionnelle de personnes prévues à l'article 11 de cette instruction, la translation du personnel vers des étages différents doit s'opérer séparément.

Art. 16. — Pendant la translation du personnel au changement de poste effectuée dans un des compartiments du puits, le transport de matériaux ne peut s'opérer à l'aide de cages dans aucun des autres compartiments du puits.

Art. 17. — a) Le préposé aux signaux ne peut donner d'autres signaux que ceux qui sont indiqués au tableau des signaux.

b) Lorsque les signaux ne sont pas exécutés, il ne peut les répéter qu'après un intervalle de temps suffisant.

Art. 18. — a) Lorsqu'il existe un doute quelconque sur la signification d'un signal reçu, la répétition de celui-ci doit être demandée.

b) Aucun signal ne peut être transmis, s'il n'a été reçu d'une manière parfaitement claire.

Art. 19. — Si l'accès à la cage se fait par plus d'un plancher d'accès, les préposés à la signalisation principale ne peuvent donner les signaux qu'après avoir reçu les signaux donnés par les préposés aux planchers d'accès, pour indiquer que tout est en ordre.

Art. 20. — Lorsqu'une cage a été arrêtée au niveau d'un envoi, elle ne peut être remise en mouvement qu'après réception d'un signal provenant de cet envoi, sauf en cas de certitude

absolue que personne ne se trouve à cet envoi.

Art. 21. — Lorsque la cage est utilisée pour des travaux dans le puits, le préposé aux signaux ne peut transmettre que ceux qui émanent du personnel présent à cette fin dans la cage.

Art. 22. — Lorsque les cages sont en mouvement, aucun signal autre que ceux prévus à l'article 21 ne peut être transmis au machiniste, sauf si les cages doivent être arrêtées dans l'intérêt de la sécurité.

Art. 23. — Seules les personnes mentionnées à l'article II, sous 1), 5) et 6) peuvent être transportées vers un envoi où aucun préposé aux signaux n'est présent.

Art. 24. — Lorsque le préposé aux signaux à la recette reçoit le signal de montée ou de descente d'un préposé aux signaux, il doit attendre au moins 30 secondes avant de transmettre ce signal au machiniste.

Art. 25. — Le préposé aux signaux doit veiller à ce que :

- 1) les compartiments du puits et les cages soient convenablement fermés et ouverts aux moments opportuns ;
- 2) les personnes qui veulent prendre place dans la cage n'y accèdent que du côté où il se trouve lui-même ;
- 3) le nombre de personnes qui prennent place dans son étage de cage ne dépasse pas le nombre prescrit ;
- 4) des outils ou des matériaux encombrants ne soient pas, sans nécessité, transportés en même temps que des personnes.

Art. 26. — Le préposé aux signaux est chargé du maintien de l'ordre aux recettes et aux envois auxquels il est affecté ; les ouvriers doivent se conformer à leurs instructions. Il détermine l'ordre dans lequel les personnes à transporter peuvent utiliser la cage.

Art. 27. — En cas de désordre, le préposé aux signaux doit arrêter la translation du personnel jusqu'à ce que ses instructions soient observées.

Art. 28. — Lors de la translation du personnel, les signaux d'exécution ne peuvent être donnés qu'après que les portes des cages sont convenablement fermées.

Art. 29. — Dans chaque étage de cage dans lequel des personnes sont transportées, il doit y avoir au moins une lampe allumée et fermée.

Art. 30. — Il est interdit d'entrer dans la cage ou d'en sortir avant que celle-ci ne soit complètement arrêtée.

Art. 31. — a) Lorsque des personnes emportent d'une manière apparente des matériaux ou des outils, le préposé aux signaux doit veiller à ce qu'elles se placent vers le milieu de la cage.

b) Si les matériaux ou les outils sont déposés sur le plancher de la cage, ils doivent l'être de manière telle qu'ils ne puissent en tomber. Dans ce cas, les portes de la cage doivent être fermées au cours de la translation.

Art. 32. — Les préposés aux signaux veillent à ce qu'aucun objet ne soit déposé au voisinage de

l'ouverture du puits d'une manière telle que cet objet puisse y tomber.

Art. 33. — Lors de la translation d'un blessé ou d'un malade, le préposé aux signaux doit en informer préalablement le machiniste. La même obligation lui incombe en cas de transport d'explosifs.

N^o 69.

Instructions à observer par le personnel chargé des inspections lors de la translation de personnes dans les puits (Prescription n^o 24, art. 67).

Art. 1. — Les personnes chargées des inspections doivent visiter minutieusement l'installation servant à la translation des personnes, en observant les prescriptions suivantes. La transgression de celles-ci est punissable.

Art. 2. — a) Un examen journalier doit porter sur :

- 1) les câbles d'extraction et, en particulier, leurs points de fixation aux cages et aux tambours de câbles ;
- 2) les moyeux des tambours de câbles, les poulies Koepe ou les bobines, et leur calage sur leurs arbres ;
- 3) les molettes avec leurs arbres et coussinets et leurs autres accessoires ;
- 4) les cages avec les dispositifs qui en font partie et le dispositif de suspension ;
- 5) les divers appareils de sûreté, dispositifs de retenue, tachymètres, freins et indicateurs de profondeur ;
- 6) les boucles des câbles d'équilibre ;
- 7) les compartiments du puits, guides de cages et leurs fixations, les taquets de retenue et les taquets, lorsque ces derniers existent ;
- 8) les appareils de signalisation ;
- 9) lorsque l'extraction se fait à partir de l'étage inférieur, l'épuisement suffisant des eaux de la partie inférieure du puits, pour que soit écarté tout danger de noyade lors d'une descente exagérée de la cage ;
- 10) l'enlèvement de la graisse de câble éventuellement accumulée aux molettes.

b) Mention signée du résultat de cet examen doit être faite dans le registre du puits.

Art. 3. — L'examen mentionné à l'article précédent sous 1) doit être fait alors que la vitesse des câbles ne dépasse pas 1 m par seconde, et de telle manière que les ruptures de fils puissent être décelées.

Art. 4. — a) Une fois par semaine, les câbles d'extraction et les câbles d'équilibre doivent faire l'objet d'un examen au cours duquel leur vitesse ne dépasse pas 50 cm par seconde.

b) La visite prévue à l'alinéa précédent doit avoir lieu sous un éclairage naturel ou artificiel suffisant, de telle manière que la personne qui procède à la visite ait le câble bien en vue devant elle, que le nombre et l'endroit des ruptures de fils puissent être déterminés avec exactitude ; cet

examen doit être fait par un personnel surveillant spécialement désigné à cet effet.

c) Mention signée du résultat de cette visite doit être faite dans le registre des puits.

Art. 5. — a) Au moins une fois toutes les six semaines, les câbles porteurs et les câbles d'équilibre doivent être examinés de la manière prescrite pour la visite hebdomadaire, étant toutefois entendu que, le câble étant immobile seront visités :

- 1) les endroits où se manifestent de nombreuses ruptures de fils ;
- 2) les endroits qui, au cours du service, sont le plus exposés à détérioration (pour les câbles d'équilibre, la boucle correspondant au niveau le plus bas de la cage) ;
- 3) pour les câbles porteurs, en outre, un tronçon d'au moins un mètre de longueur par 50 m de longueur de câble.

b) Tous ces endroits doivent être débarrassés de la graisse de telle manière que l'usure et la corrosion des fils puissent être aisément constatées.

c) L'endroit et le nombre de ruptures de fils qui ont été constatés doivent, pour les câbles porteurs, faire l'objet d'une représentation graphique tenue à jour, qui est à joindre au registre des câbles.

d) Au besoin, les câbles porteurs doivent être dégraissés soigneusement sur toute leur longueur et ensuite graissés à nouveau. Mention signée des résultats de la visite doit être faite au registre des puits.

Art. 6. — a) Lorsque les visites journalières et autres prescrites par l'article 46 du règlement minier de 1959 et par les présentes instructions font apparaître des défauts telles que la sécurité n'est plus assurée, aucune translation de personnes ne peut avoir lieu tant qu'il n'a pas été remédié efficacement à ces défauts.

b) Lorsqu'au cours de la translation du personnel il apparaît qu'une partie quelconque de l'installation d'extraction présente des défauts analogues telles que la sécurité n'est plus assurée, la translation des personnes doit être arrêtée, jusqu'à ce qu'aient été prises des précautions efficaces concernant la sécurité.

Art. 7. — a) Au moins une fois toutes les quatre semaines, les cages doivent être soumises à un examen spécial au cours duquel on examinera particulièrement si les rivets ont du jeu, si les goussets sont en bon état, si les dispositifs de fermeture ne peuvent occasionner du danger et si de l'usure s'est produite dans les diverses parties des cages.

b) La cage étant arrêtée et le câble détendu, tout le mécanisme du parachute doit être amené en position de prise.

c) Mention signée des résultats de l'examen doit être faite au registre des puits.

Art. 8. — Tous les examens de parties de l'installation d'extraction, telles que câbles, cages, puits, etc., pour lesquels doit être utilisé un éclairage artificiel, doivent se faire à l'aide d'une lampe électrique, munie d'un réflecteur convenable et donnant à une distance de 1 m un éclairage d'au moins 100 lux.

Art. 9. — Dans le registre des réparations effectuées, il doit être tenu note de toutes les réparations, autres que celles qu'exige l'entretien normal, faites aux installations servant à la translation des personnes, telles que machines d'extraction, cages, câbles, dispositifs de suspension, puits, soutènements de puits, pièces de guidage ou câbles-guides et éléments analogues.

Art. 10. — Les personnes qui, pendant la translation dans le puits, se tiennent debout sur le toit d'une cage, non entouré d'une barrière d'au moins 80 cm de hauteur, doivent être protégées contre la chute dans le puits au moyen d'une ceinture de sûreté fixée à l'une des pièces d'attelage du câble à la cage.

Art. 11. — Lors du coupage autogène, on doit, en plongeant immédiatement les bouts du câble dans l'eau froide, éviter qu'après s'être enflammée, l'âme en chanvre ne continue à se consumer et ne brûle.

Art. 12. — Les personnes chargées de l'inspection doivent signaler au directeur des travaux responsable tout défaut qu'elles ont constaté à l'installation d'extraction.

Art. 13. — En cas d'empêchement, la personne chargée de l'inspection ne peut être remplacée que par une personne capable d'accomplir la même fonction et dont le nom figure dans le registre prévu à cette fin.

N° 70.

Règlement concernant la translation du personnel d'un puits en creusement, à l'aide d'une échelle volante (Prescription n° 25, art. 15).

Art. 1. — L'échelle volante doit être mise en service dès que les personnes occupées dans l'avaleresse le jugent opportun.

Art. 2. — La signification des signaux est allignée sur des tableaux de signaux à la recette et au chargeage.

Art. 3. — Aussi longtemps que l'échelle volante est en mouvement, aucun ordre d'arrêt ne peut être donné au machiniste, sauf si cet arrêt est rendu nécessaire par souci de sécurité.

Art. 4. — Sont seuls qualifiés pour donner des signaux, les préposés aux signaux présents au fond de l'avaleresse.

Art. 5. — a) Tant que des personnes se trouvent dans le puits, une personne qualifiée pour donner des signaux doit constamment se trouver présente à la recette.

b) Si la translation est arrêtée par suite d'un danger, elle ne peut être reprise qu'après disparition de tout danger.

Art. 6. — Les préposés aux signaux sont chargés du maintien de l'ordre.

Art. 7. — Les noms des personnes chargées de la transmission des signaux et de la révision de l'installation seront publiés par affichage dans la tour de sondage.

Art. 8. — Le nombre maximum de personnes pouvant prendre place sur l'échelle volante est fixé à 18 hommes.

(à suivre)

Rapport de gestion des Charbonnages de France

EXERCICE 1950

Résumé par J. de CAUX,

Ingénieur civil des Mines.

En séance du 6 juillet 1951, le Conseil d'Administration des Charbonnages de France a déposé son rapport annuel sur les résultats de l'exercice 1950.

Après un exposé des résultats essentiels obtenus au cours de l'exercice, le rapport fait un rappel de la situation antérieure et évoque les perspectives d'avenir.

I. — Structure technique.

Le rapport signale les changements survenus dans la composition du Conseil d'Administration et dans les Directions régionales, il aborde ensuite la question de la structure technique de l'industrie charbonnière.

Cinq sièges ont été arrêtés dans le Nord—Pas-de-Calais, un sous-groupe complet dans la Loire, un groupe dans les Cévennes, un groupe en Auvergne.

En contrepartie, un certain nombre d'installations ont été mises en service : un siège dans le Nord—Pas-de-Calais, un siège en Aquitaine, un siège en Provence. En Auvergne, un nouveau siège a été mis en activité et un autre complètement modernisé.

Les réserves françaises en charbon s'élèvent à 11 milliards de tonnes, alors que l'Allemagne et la Grande-Bretagne ont des réserves qui s'inscrivent respectivement à 336 milliards et 172 milliards de tonnes. La France est également dépassée par la Pologne qui compte 80 milliards de tonnes et, à un degré moindre, par la Tchécoslovaquie, 19 milliards de tonnes. Dix milliards de tonnes (1) sont attribués à la Belgique et 3,6 milliards aux Pays-Bas.

Le Bassin de Lorraine étant le plus favorisé, les efforts d'investissement y ont été les plus poussés, non seulement parce qu'il est rentable immédiatement, mais parce que, à longue échéance, cette rentabilité se continue dans le domaine des recherches ; des sondages ont montré, dans la région de Lons-le-Saunier, la présence d'un groupe de cou-

ches entre 800 et 1.000 m ; d'importantes masses d'anthracite ont été repérées dans le gisement alpin.

II. — Conditions d'exploitation.

Après un court aperçu des opérations d'indemnisation aux actionnaires et aux titulaires de redevances tréfoncières, le rapport aborde ensuite la question des conditions d'exploitation.

1) *Marché charbonnier.*

Dans la première partie de l'année se terminant dans le courant du mois d'août, le marché est lourd, la demande réduite provoque le chômage et la réduction des effectifs. Une hydraulité très favorable a pour effet d'accroître le resserrement du marché charbonnier. La tendance se renverse assez brusquement pendant la deuxième quinzaine d'août par suite d'événements extérieurs.

Les livraisons de combustibles faites à la Métropole se sont élevées à 11.096.000 t au cours du quatrième trimestre, alors que la moyenne des trimestres précédents était de 8.825.000 t, soit une augmentation de 16 %.

2. *Main-d'œuvre.*

L'évolution du programme de réduction de la main-d'œuvre, amorcée dès 1948, s'accroît dès les premiers mois de 1950 ; le mouvement de déflation est plus important au fond (10%) qu'à la surface (8%).

Le renversement de la conjoncture provoque la révision de la politique des effectifs du fond, où le personnel demeure à peu près constant jusqu'à la fin de l'année.

La modernisation de la surface doit amener une réduction de personnel au fur et à mesure de la mise en route des installations.

La main-d'œuvre est représentée par 65% d'autochtones, 35% d'étrangers et de Français d'Outre-Mer.

En 1950, l'absentéisme total est en régression ; il est de 16,55% contre 19,15% en 1949 dans tous les compartiments où une action directe est possible de la part des Houillères.

(1) Cette estimation paraît exagérée (N.d.I.R.).

Les salaires ont évolué de 13,5% dans le sens de la hausse.

L'amélioration des résultats a permis d'accorder au personnel une prime, dite « prime de résultats » (4,6 % des salaires directs en 1950 — 2,3 % en 1949). Cette prime est une mesure simple de l'augmentation de la productivité.

Les charges connexes se sont accrues par suite d'une augmentation des indemnités de logement, d'une majoration (20%) des prestations familiales et de sécurité sociale (15%).

Ainsi, les charges connexes représentent 76,87 % des salaires ; elles étaient de 73 % en 1949.

Le nombre d'accidents mortels est en augmentation ; le nombre de victimes passe de 210 à 234 par suite, notamment, d'un coup de grisou en Auvergne. Le nombre de blessés diminue de 6,30% au fond et de 5% à la surface.

3. Méthodes d'exploitation.

Les méthodes d'exploitation ont conservé en 1950 la physionomie générale qu'elles ont depuis quelques années. Il est possible néanmoins de dégager un certain nombre de tendances.

Le foudroyage continue à progresser au détriment du remblayage à la main, dans les tailles chassantes très employées dans le Nord et le Pas-de-Calais.

Dans les couches épaisses du Centre-Midi, on continue la méthode par tranches, avec foudroyage quand la chose est possible ; là ou le remblayage s'impose, on constate une tendance vers le remblayage pneumatique et la mécanisation de l'opération de transport des remblais.

Les méthodes d'exploitation par chambres et piliers sont essayées et même normalement pratiquées dans les mines dont les conditions naturelles sont favorables ; les résultats de cette méthode sont intéressants. Le matériel d'exploitation accuse une évolution beaucoup plus rapide que les méthodes.

Les progrès du soutènement métallique en taille permettent le développement de la mécanisation des chantiers d'abatage ; l'emploi de plus en plus étendu de chapeaux métalliques en porte-à-faux favorise le front dégagé des tailles où l'on peut déplacer ainsi beaucoup plus facilement les engins d'abatage et de desserte.

Les progrès de l'explosif ont augmenté la sécurité permettant l'emploi des détonateurs à retard. Le havage mécanique très employé dans le Bassin de Lorraine progresse lentement dans les bassins

à conditions difficiles, comme le Nord—Pas-de-Calais.

Les nouvelles machines abatteuses-chargeuses font l'objet d'essais suivis dans la plupart des bassins. La desserte au chantier continue à être assurée par berlines, couloirs fixes, couloirs oscillants, convoyeurs à courroie (en régression), convoyeurs à raclettes. La tendance est au convoyeur à raclettes qui est robuste et se prête bien à l'opération du ripage en bloc. On cherche à limiter l'emploi des berlines au grand roulage.

En galeries, on note un emploi accru du soutènement métallique et une modernisation du roulage : berlines de grande capacité, grands convoyeurs à courroie. Le creusement des galeries au rocher s'effectue plus fréquemment par marteaux montés sur affûts que par marteaux à main.

L'électrification continue à faire des progrès qui permettent de limiter l'importance des compresseurs et du réseau d'air comprimé.

4. Résultats d'exploitation.

La production s'est sensiblement maintenue (1949 : 51.529.000 t ; 1950 : 51.229.000 t). Il y aurait eu progression sans l'imposition d'un certain chômage.

Les effets tangibles de la modernisation se marquent par un progrès dans les rendements, qui passent de 1.099 kg à 1.203 kg pour le fond et de 705 kg à 770 kg pour le fond et la surface. Ces rendements ont été défavorablement influencés par le chômage, le stockage et le déstockage.

La comparaison fait ressortir les progrès réalisés par les charbons nationaux dans la satisfaction des besoins du pays (73% — 77,5%). Par contre, les combustibles importés sont en régression, tandis que les livraisons de la Sarre augmentent (5% — 9,5%).

L'approvisionnement énergétique du pays est assuré par :

	1949	1950
Production nationale	55 %	57,6 %
Sarre	3,8	5,4
Importations	16,9	7,2
Hydraulique	8,6	12,5
Pétroles et dérivés	15,4	17,0
Gaz naturel	0,3	0,3
	100,0	100,0

Le prix de revient a peu varié malgré l'augmentation de rendement : 3.587 F en 1949 contre 3.607 F en 1950.

	1949		1950	
Main-d'œuvre	2.273 F	63,2 %	2.372 F	65,75 %
Fournitures	850	23,9	781	21,65
Frais généraux et charges financ.	204	5,67	156	4,33
Amortissements	260	7,23	298	8,27
TOTAL :	3.587 F	100,00 %	3.607 F	100,00 %

Le prix de revient de la main-d'œuvre a été défavorablement influencé par l'accroissement des charges sociales, les mises et reprises au stock.

Le prix de vente est resté stable depuis 1948.

En matières de centrales électriques, 125.000 kW d'unités nouvelles ont été mises en marche industrielle au cours de l'année 1950, ce qui porte à 575.000 kW la puissance entrée en service depuis 1948.

	1950	1949
Energie produite (en millions de kWh)	4.671	4.727 (—1,18 %)
Energie consommée	2.871	2.795 (+2,7 %)
Energie vendue	1.774	1.962 (—9,6 %)

La consommation de combustible par kWh passe de 1,23 kg en 1949 à 1,08 kg en 1950 (—12,2 %).

La marche des cokeries au cours de l'année a été caractérisée par une augmentation progressive de la production.

La production de gaz (fours à cokes et gazogènes) est restée sensiblement au niveau de celle de 1949.

La production d'agglomérés et de sous-produits est sans changement.

5. Investissements.

Le plan de rénovation et d'accroissement de la production des houillères françaises s'inscrit dans le plan de modernisation de l'industrie nationale, qui a été établi dès 1946 (Plan Monnet).

Dans le cadre du programme actuel, les travaux d'équipement visent à porter la capacité annuelle d'extraction à 55.000.000 t en 1952. A ce moment, compte tenu de la fourniture de 5.000.000 t de la Sarre, il manquerait 12.000.000 t pour parfaire les 72.000.000 t des besoins nationaux.

Il ne reste de possibilité d'importation que des Etats-Unis et de la Pologne.

La conclusion s'impose donc d'elle-même. Les charbons français doivent contribuer au maximum à la couverture des besoins nationaux. L'objectif

de production de 60.000.000 t doit donc être maintenu.

Le programme arrêté en vue d'obtenir ce supplément de production tient compte des conditions de rentabilité et de l'état d'avancement des travaux à reprendre.

Les dépenses autorisées pour 1950 se chiffrent à 65 milliards, dont 13 milliards d'auto-financement, 44,5 milliards en prêt du Fonds de Modernisation et d'Equipe-ment, 5 milliards d'emprunt auprès des banques. Les réalisations principales comportent :

- la mise en activité de trois nouveaux sièges,
- la modernisation et la concentration de quinze sièges,
- la mise en service de quatre installations d'épuration des charbons,
- la concentration de la production de coke en un nombre réduit de cokeries situées près des lieux de production dans le Nord — Pas-de-Calais et dans la Loire.

Comme suite au succès obtenu dans les recherches entreprises pour la cokéfaction des charbons lorrains, une batterie de vingt fours d'une capacité de 230 t a été mise en service en Lorraine.

En ce qui concerne les produits de synthèse, les travaux d'extension de l'usine de Mazingarbe et de construction de l'usine de Carling (Lorraine) ont été poursuivis.

III. — Conclusions.

Le rapport conclut comme suit :

« L'année 1950 est caractérisée, au plan technique, par une montée des rendements obtenue dans le cadre d'une capacité de production qui ne cesse également de s'élever. Un retour rapide en arrière montre que, depuis 1948, la progression dans le domaine de la productivité n'a cessé d'être continue. Elle se poursuit actuellement au même rythme et les résultats de 1951 accusent la même tendance satisfaisante.

» Le tableau des comparaisons des rendements depuis 1948 fait ressortir, fin juin 1951, une augmentation de 34,6 % pour le rendement fond et de 38,4 % pour le rendement fond et jour.

	Rendement fond		Rendement fond + jour	
	kg	% de hausse	kg	% de hausse
1948	976	—	610	—
1949	1.099	12,60	705	15,6
1950	1.203	23,3	770	26,3
1 ^{er} semestre 1951	1.297	32,7	835	36,7

» Au niveau atteint au mois de juin, les Houillères sont, en ce qui concerne le rendement fond, à 114 % de la moyenne de la décade de 1929-1938 et 109 % de la même référence pour le rendement fond et jour. Ces résultats, obtenus dans le cadre d'une production annuelle de 54.000.000 t, mesurent mieux que toute autre considération

» l'effici-ence des investissements réalisés par les Houillères, dans le cadre du plan de modernisation et d'équipement.

» L'année 1950 a permis aux effectifs de rattraper progressivement un équilibre contrarié après 1944 par l'impératif d'une production la plus forte possible, obtenue à tout prix dans l'intérêt général.

» En 1951, la déflation des effectifs du jour se poursuit, tandis que la mise en service d'installations nouvelles la facilite. Les effectifs du fond sont par contre maintenus à leur niveau, de façon à obtenir, conjointement avec la hausse du rendement, la production la plus importante possible dont a besoin le pays.

» En 1951, le climat social continue à être favorable. Les récents accords de salaires du 21 mars et du 28 avril ont permis une remise en ordre qui a rétabli une hiérarchisation indispensable à la juste rémunération de l'effort de chacun. Le mineur du fond a reçu une part substantielle. Sa valorisation par rapport aux salariés des autres professions ne peut être discutée et répond à une considération permanente d'équité.

Au plan commercial, les Houillères de bassin ont fait depuis 1949 un effort tout particulier ; elles ont, dans toute la mesure du possible, répondu aux fluctuations de la consommation et, depuis plus de neuf mois, l'accroissement de la production qu'elles ont réalisé a permis à toute l'industrie française d'éviter le ralentissement et aux foyers domestiques d'être approvisionnés en quantité suffisante.

» L'aspect des prix montre une évolution tout aussi satisfaisante. La dernière fixation des prix datait d'octobre 1948. Les années 1949 et 1950 ont vu les prix des charbons inchangés, tandis que la courbe des prix industriels montait sans cesse. Ce n'est qu'au mois de mars 1951 que,

» sous la pression des prix et des salaires, le prix du charbon augmente de 15,5 %, passant du coefficient 21 au coefficient 24, tandis que les prix industriels sont actuellement à l'indice 35. Meilleure démonstration de la saine vitalité de l'industrie charbonnière est-elle nécessaire ?

» Au plan international, la position relative du charbon français s'est complètement modifiée et les sommes de plus en plus importantes que le Trésor doit verser pour compenser les charbons d'importation en sont la meilleure preuve.

» La somme versée par le Trésor pour l'importation d'une tonne de charbon en provenance des États-Unis ou de la Pologne est sensiblement du même ordre que celle qui conviendrait d'investir, dans les conditions économiques actuelles, pour obtenir la production d'une tonne supplémentaire dans le cadre des travaux devant porter la capacité de production de 55 à 60 millions de tonnes.

» Les Houillères ont maintenant acquis depuis la guerre des résultats importants dans tous les domaines. Les progrès qu'elles ont réalisés dans l'amélioration de la productivité ont permis, tout en assurant l'équilibre de l'entreprise, de contribuer à élever le niveau de vie de la collectivité et à augmenter la situation de tous ceux qui sont les artisans de cette réussite. Ces trois objectifs ne sont-ils pas, en fait, le gage de la prospérité économique et de la paix sociale ? ».

L'Industrie Minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1950

par A. VAES,

Directeur-Chef de Service à la Direction des Mines.

VOORWOORD

Dit verslag is opgesteld volgens de regels aangenomen voor de jaren 1948 en 1949 (zie tweede aflevering 1949 en 1950).

Het herneemt echter niet de opsomming van de mijnontginningen, evenmin als hun verspreiding in de verschillende provincies. Het geeft de voortgebrachte hoeveelheden van de verschillende producten in de loop van het jaar 1950. Een tabel laat toe de vergelijking te maken van die productie met deze van het voorgaande jaar. De diagramma's zetten deze vergelijking voort, voor wat betreft de voorgaande jaren.

De reden van de variaties in de productie worden gedeeltelijk uiteengezet. Katanga ontwikkelt zich aanzienlijk. Het valt op te merken dat de voortbrenst van kolen nog verhoogd werd. Daarentegen stelt men een zeer gevoelige vermindering vast van de voortbrenst van goud en diamant in Kasai.

Het verslag geeft vervolgens de koers van de verschillende producten gedurende het jaar 1950, met een bijgaand diagramma. Het groeiend belang van het kobalt en het zinkerts, die op weg zijn om de tweede en vierde plaats, respectievelijk ingenomen door het tin en het goud, te veroveren, valt op. De totale geschatte waarde van de voortbrenst van 1950 is eveneens aangegeven.

Het verslag behelst ook beschouwingen en tabellen betreffende de werkkrachten, hun verspreiding en hun voortbrenstvermogen.

De lezer gelieve de twee kaarten te raadplegen, die verschenen zijn in de aflevering van Maart 1951 en die de verspreiding aanduiden van de voortgebrachte producten en van de inlandse werkkrachten.

AVANT-PROPOS

Ce rapport est établi suivant les règles adoptées pour les années 1948 et 1949 (voir deuxième livraison 1949 et 1950).

Il ne reprend pas l'énumération des exploitations minières ni leur répartition dans les différentes provinces. Il donne les quantités extraites des divers produits au cours de l'année 1950. Un tableau permet de comparer

ces productions avec celles de l'année précédente. Les diagrammes reprennent ces comparaisons pour les années antérieures.

Les raisons des variations de production sont partiellement exposées. Le Katanga se développe considérablement. Il est à noter que la production du charbon a encore augmenté. Par contre, on constate une diminution très marquée de la production d'or et de diamants du Kasai.

Le rapport donne ensuite les cours des divers produits durant l'année 1950 et y joint un diagramme. Il est signalé l'importance croissante en valeur du cobalt et du minerai de zinc qui tendent à occuper les deuxième et quatrième places, détenues respectivement par le minerai d'étain et par l'or. La valeur totale estimée de la production de 1950 est également renseignée.

Le rapport comporte des considérations et des tableaux relatifs à la main-d'œuvre, à sa répartition et à sa productivité.

Le lecteur est prié de consulter, dans la livraison de mars 1951, les deux cartes donnant la répartition des produits extraits et de la main-d'œuvre indigène.

TABLE DES MATIERES

CHAPITRE I. — PRODUCTION MINIERE

I. — Nomenclature des exploitations minières	
II. — Répartition des exploitations minières par provinces et par substances	
III. — Aperçu sur la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi	
IV. — Evolution de la production des principaux minerais	
V. — Cours des métaux en 1950	
VI. — Valeur de la production minière	
VII. — Situation des exploitations	

CHAPITRE II. — USINES DE TRAITEMENT

CHAPITRE III. — CARRIERES

CHAPITRE IV. — MAIN-D'ŒUVRE

VIII. — Situation	
IX. — Productivité de la main-d'œuvre	
X. — Récapitulation	

CHAPITRE I.

PRODUCTION MINIERE

I. — NOMENCLATURE DES EXPLOITATIONS MINIERES

Par rapport à l'année 1949, il y a peu de changements dans la nomenclature des exploitations minières existant au Congo belge et au Ruanda-Urundi. Nous ne reprendrons pas, par le détail, la nomenclature de ces exploitations, telle qu'elle est exposée dans le rapport de l'année 1949. Nous nous bornerons à signaler les modifications suivantes.

Dans les exploitations aurifères et stannifères du Maniéma, les colons Lallas, Pirard, Pitchinos et Verjus n'ont pas fait de production au cours de l'année 1950.

Au Ruanda-Urundi, le colon Stinglhamber a commencé une exploitation de wolfram.

Au Katanga, la Société Minière Bécéka-Manganèse, a commencé l'exploitation d'un gisement de manganèse, au sud de Malonga. Le colon Holland n'a pas fait de production au cours de l'année. Dans la province de Léopoldville, la Société Forminière Télé a commencé les travaux préparatoires à la mise en exploitation d'un gisement de sables et de calcaires asphaltiques à Mavuma dans le Bas-Congo.

II. — REPARTITION DES EXPLOITATIONS MINIERES PAR PROVINCES ET PAR SUBSTANCES

Nous invitons le lecteur à s'en rapporter aux tableaux de l'année 1949. Les seuls changements à apporter à ces tableaux, sont ceux indiqués ci-dessus.

IV. — EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES PRINCIPAUX MINERAIS

Par rapport à l'année précédente (1949) et par rapport à l'année 1938 que l'on peut considérer comme dernière année normale de la période pré-

cédant la deuxième guerre mondiale, la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi a atteint les indices donnés au tableau ci-après :

1. — Tableau des indices de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi.

Substances	Unités	Production en 1950	Production en 1949	Indice de la production en 50-49 = 100	Indice de la production en 50-38 = 100
Or brut	kg	11.015	10.815	102	67
Or fin (contenu dans or brut) ..	»	10.557	10.384	102	78
Cuivre	tonnes	175.920	141.399	124	142
Diamants du Lubilash	carats	9.604.128	9.099.545	106	150
Diamants du Kasai	»	543.443	550.423	99	30
Cassitérite	tonnes	17.546	18.331	96	128
Tantalo-columbite	»	135	116	116	89
Wolframite	»	197	232	85	563
Mixte cassitérite tantalo-columbite	»	1.102	881	125	—
Mixte cassitérite-wolfram	»	446	69	645	—
Etain des fonderies	»	3.290	3.299	100	181
Charbon	»	159.967	152.370	105	384
Cobalt granulé	»	2.176	1.976	110	—
Alliage cobaltifère	»	7.821	6.387	122	532
Concentrés de zinc crus (*) ..	»	146.753	109.263	134	1.309
Concentrés de zinc grillés	»	41.501	32.911	126	—
Cadmium	kg	29.668	24.635	120	—
Argent	»	138.720	141.500	98	145
Minerais de manganèse	tonnes	16.990	12.247	139	515
Minerais de bismuth	kg	954	772	124	—
Bastnaesite	tonnes	54	44	123	—

(*) Il s'agit de la production totale des concentrés de zinc crus dont une partie est grillée sur place pour la fabrication d'acide sulfurique.

III. — APERÇU SUR LA PRODUCTION MINIERE DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI

En 1950, les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi ont produit les quantités suivantes de minerais et de métaux.

A. — Productions minières en 1950.

Substances	Unités	Province de						Total
		Léo.	Orient.	Kivu	Katanga	Kasaï	R.-U.	
Or brut	kg	—	7.899	2.614	232	18	255	11.016
Or fin (contenu dans or brut)	»	—	7.668	2.425	213	15	235	10.556
Cuivre	tonnes	—	—	—	175.920	—	—	175.920
Diamants du Lubilash	carats	—	—	—	—	9.604.120	—	9.604.120
Diamants du Kasaï ...	carats	—	101	—	—	543.342	—	543.443
Cassitérite	tonnes	—	2.058	8.431	4.716	—	2.340	17.545
Etain contenu dans la cassitérite	»	—	1.503	6.185	3.362	—	1.713	12.763
Tant.-columbite (55 % X ₂ O ₅)	»	—	—	2	125	—	8	135
Wolframite	»	—	—	32	—	—	165	197
Tungstène contenu d ^s la wolframite	»	—	—	16	—	—	82	98
Mixtes cassitérite-tanta- lo-columbite	»	—	122	952	—	—	28	1.102
Mixtes cassitérite-wol- fram	»	—	—	445	—	—	1	446
Etain contenu dans les mixtes	»	—	79	818	—	—	19	916
Etain des fonderies(*)	»	—	—	—	3.290	—	—	3.290
Bastnaesite	»	—	—	—	—	—	54	54
Charbon	»	—	—	—	159.967	—	—	159.967
Cobalt granulé	»	—	—	—	2.176	—	—	2.176
Alliage cobaltifère ...	»	—	—	—	7.821	—	—	7.821
Cobalt métal contenu dans l'alliage cobal- tifère	»	—	—	—	2.972	—	—	2.972
Concentrés de zinc crus	»	—	—	—	146.753	—	—	146.753
Concentrés de zinc grillés prov. d'une partie des concentrés crus	»	—	—	—	41.501	—	—	41.501
Zinc contenu	»	—	—	—	74.805	—	—	74.805
Cadmium	kg	—	—	—	29.668	—	—	29.668
Argent	tonnes	—	—	—	139	—	—	139
Minerai de manganèse	»	—	—	—	16.990	—	—	16.990
Manganèse contenu ...	»	—	—	—	8.495	—	—	8.495
Minerai de bismuth ...	kg	—	—	954	—	—	—	954
Bismuth compris	»	—	—	730	—	—	—	730
Bitume à 18 %	tonnes	365	—	—	—	—	—	365

(*) Cet étain de fonderie ne doit pas être additionné à la production de cassitérite. Il provient d'une partie de la cassitérite fondue sur place.

2. — Commentaires sur la production des minerais.

Les chiffres du tableau des indices appellent les remarques suivantes :

A. — Comparaison avec les chiffres de production de 1938.

Le tableau des indices est particulièrement suggestif. Il prouve :

a) Une augmentation importante de la production du cuivre, du cobalt, du zinc, de l'étain de fonderie, du charbon, du cadmium, de l'argent, du minerai de manganèse et des diamants du Lubilash. A part ce dernier produit, tous les autres proviennent du Katanga. Le développement de la production minière du Katanga s'explique par les facteurs suivants :

- 1) La présence de gisements primaires importants qui ont été méthodiquement inventoriés et systématiquement étudiés;
- 2) La création de sources d'énergie à bon marché, l'équipement technique très poussé des chantiers et des usines de traitement, l'amélioration des moyens de transport et la formation de la main-d'œuvre indigène.

Tous ces progrès, essentiels au développement économique et social de la contrée, ont été réalisés grâce aux capacités techniques et financières des puissantes sociétés qui y sont établies.

Le développement de la production minière du Katanga et l'équipement toujours plus poussé de la région ont rendu possible la création d'industries métallurgiques et chimiques qui sont appelées à une belle extension dans le cours des prochaines années.

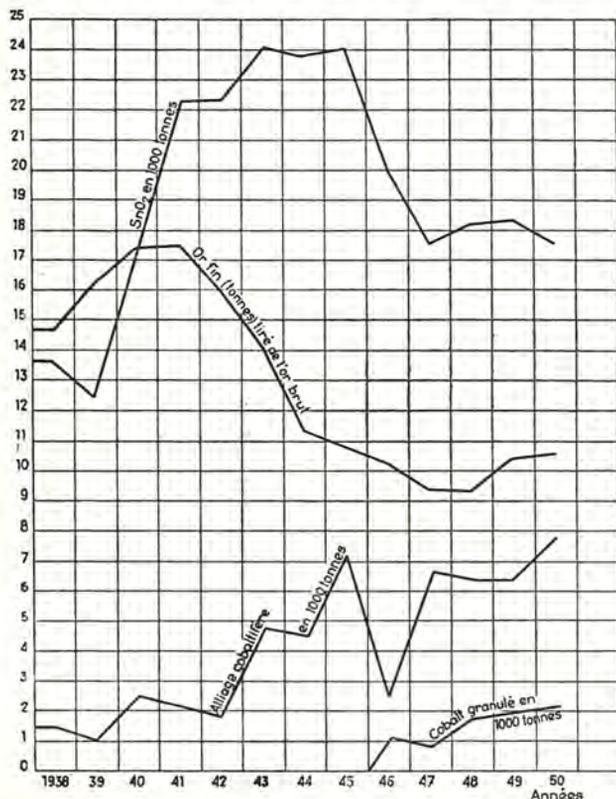


Fig. 1. — Production minière de 1938 à 1945 (or, étain, cobalt).

b) Une augmentation moins importante de la production de cassitérite et une diminution très marquée de la production d'or et de diamants du Kasai. La cassitérite provient en ordre principal des régions de l'est où nous ne trouvons pas encore les conditions favorables qui ont été créées au Katanga. La recherche et l'étude des gisements primaires doivent encore s'y faire, et les réalisations prévues au Plan Décennal doivent améliorer la situation au point de vue énergie et transports. Pour l'or qui est surtout extrait dans les régions de l'est et du nord-est, il faut ajouter que les conditions très défavorables du prix de vente portent un coup très dur aux exploitations. La chute de la production du diamant du Kasai s'explique par le fait que les gisements détritiques s'épuisent progressivement.

B. — Comparaison avec les chiffres de production de 1949.

a) Or.

Au cours de l'année 1950, on a assisté à un léger relèvement de la production aurifère qui s'établit à un total de 11.015 kg d'or brut. L'augmentation par rapport à l'année 1949 est de 200 kg, soit environ 2 %. Malgré l'augmentation progressive de la production depuis l'année 1948, on est encore bien en dessous de la production maximum de 19.591 kg d'or brut obtenue en 1941.

La situation des sociétés produisant de l'or reste difficile, car il n'y a pas eu majoration du prix légal de l'or resté fixé à \$ 35 l'once. Ce taux, depuis la dévaluation de septembre 1949, correspond à 56.065 francs congolais par kg. Le coefficient de majoration du prix légal de vente de l'or, par rapport à 1939, s'établit donc à 1,69, tandis que les frais d'exploitation ont plus que triplé durant cette période. De ce fait, la teneur limite d'exploitation reste élevée.

Vers la fin de l'année 1948, le Gouvernement belge avait admis que 40 % de la production d'or congolais soient vendus sur un marché intérieur contrôlé, pour des fins industrielles ou artistiques, à un prix supérieur au prix officiel. Ce marché a commencé à fonctionner en avril 1949. Dans le courant de l'année 1950, on a simplifié les formalités de vente et il a été admis que 60 % de la production d'or congolais pourraient être vendus par l'organisme « Congor » créé dans ce but. Le résultat de ces ventes pour l'année 1950 n'a pas encore été publié, mais d'après certains résultats fragmentaires connus, il semble que le volume des ventes a été plus important qu'en 1949.

Dans le cours du deuxième semestre de l'année 1950, les cours de la plupart des produits miniers se sont sérieusement améliorés. Pour les raisons que l'on connaît, il n'en a pas été de même pour l'or. En présence de cette situation, on ne peut guère espérer une augmentation de la production dans le cours des années à venir. Il faut même s'attendre, vu l'augmentation continue du prix de revient, à une situation de plus en plus difficile des producteurs d'or dans toutes les régions du monde.

b) **Cuivre.**

Par suite de la mise en marche de la centrale hydro-électrique de Koni, dont la première turbine a commencé à fonctionner au mois de janvier 1950, l'industrie du cuivre du Haut-Katanga n'a pas eu à souffrir d'une pénurie de courant électrique. De plus, les cours du cuivre s'étant progressivement affermis dans le cours de l'année et la demande pour ce métal étant devenue très pressante, surtout dans le courant du second semestre, la production en a été stimulée. Le chiffre de production de l'année 1950, soit 175.920 tonnes, comprend environ 3.500 tonnes de cuivre contenu dans le minerai de zinc exporté. Ce chiffre constitue un record dépassant de près de 10.000 tonnes le record précédent établi en 1942.

Si le marché du cuivre reste favorable pendant l'année 1951, et la situation présente permet de le croire, on peut s'attendre à une légère augmentation de la production dans le cours de cette année.

La production totale de cuivre, depuis l'origine, atteint 3.691.639 tonnes. En 1950, l'exportation du cuivre du Congo belge a atteint 167.000 tonnes.

c) **Diamant du Lubilash** (presque totalement industriel).

La production de l'année 1950 a atteint le chiffre de 9.604.128 carats, en augmentation de plus de 500.000 carats sur la production de l'année 1949. La production de 1950 est voisine du maximum obtenu en 1945 et qui était de 9.927.259 carats. En 1950, la production du diamant industriel a été stimulée par une forte demande et par des prix fermes. Cette situation semblant devoir perdurer au cours de l'année 1951, on peut s'attendre au maintien et même à une légère augmentation de la production.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté, en 1950, 9.163.200 carats de diamants du Lubilash, chiffre légèrement inférieur au chiffre de la production.

d) **Diamants du Kasai** (en majorité diamants de joaillerie).

La production de diamants du Kasai, pendant l'année 1950, a atteint 543.443 carats et est très légèrement inférieure aux productions des années 1949 et 1948. Elle reste nettement en dessous du plafond de 1.804.005 carats atteint en 1938. Vu l'état actuel des réserves des gisements connus, on doit s'attendre dans le cours des années prochaines à un volume de production assez constant.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo, en 1950, un total de 536.307 carats, très voisin du chiffre de production.

e) **Cassitérite et mixtes.**

Pour l'ensemble du Congo belge et du Ruanda-Urundi, la production de cassitérite au cours de l'année 1950 s'est chiffrée à 17.546 tonnes contre 18.351 tonnes au cours de l'année 1949. La production de mixtes cassitérite-tantalocolumbite et de mixtes cassitérite-wolframite a atteint 1.548 t en 1950 contre 950 tonnes en 1949. Il y a donc, pour 1950, une diminution de 207 tonnes de la production de cassitérite et de mixtes.

Quand on étudie le détail des productions données par sociétés, on s'aperçoit que la majorité des producteurs sont au statu quo ou en légère augmentation, à part les deux producteurs principaux Géomines et Symétain, qui sont en régression. Cette régression s'explique par les travaux très importants de premier établissement qui y sont en cours. Dès que les nouvelles installations seront terminées et mises au point, on assistera à un relèvement sensible de la production. A moins d'une détérioration importante du marché de l'étain au cours de l'année 1951, on peut s'attendre pour cette année à une amélioration du volume produit.

Le volume exporté pour le Congo belge et le Ruanda-Urundi se monte en 1950 à 16.000 tonnes de minerai et 4.018 tonnes d'étain métal, d'après les statistiques douanières.

f) **Etain des fonderies.**

Il s'agit de la partie de la production de cassitérite extraite au Congo belge et au Ruanda-Urundi, qui est fondue sur place à la fonderie de Manono (Géomines). L'usine de Manono traite toute la cassitérite extraite par Géomines et une partie de la production de Géoruanda et de Sermikat. La capacité de travail de la fonderie de Manono n'est pas actuellement utilisée au maximum. La plus grande partie de la cassitérite congolaise est encore envoyée en Belgique pour y subir les opérations de raffinage.

g) **Charbon.**

Pour l'année 1950, la production de charbon a atteint le total de 159.967 tonnes, ce qui représente la production la plus élevée, réalisée à ce jour, au

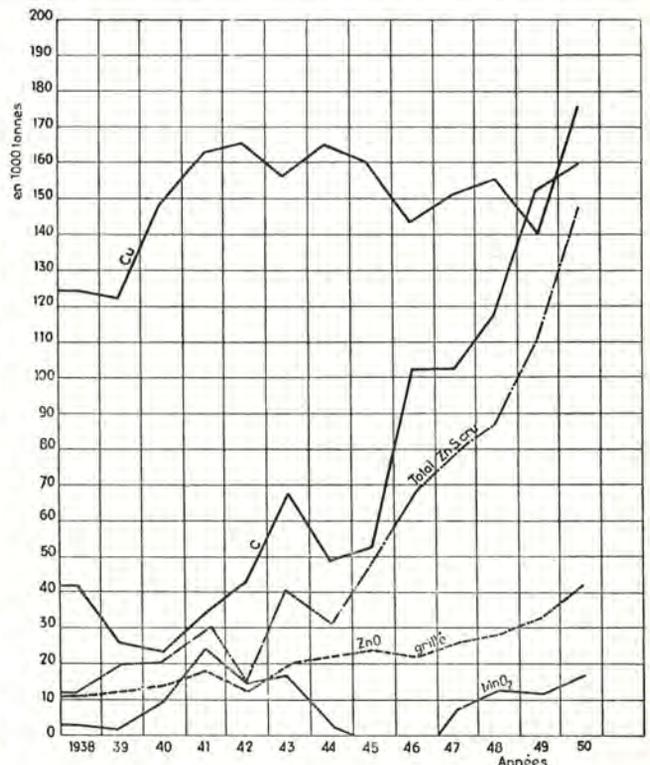


Fig. 2. — Production minière de 1938 à 1950 (zinc, cuivre, manganèse, charbon).

Congo belge. L'augmentation est de plus de 7.500 tonnes par rapport à 1949. Le charbon provient des bassins de la Luéna et de Kisulu, cette dernière exploitation ayant été ouverte dans le courant de l'année. Le charbon est de qualité assez médiocre et se caractérise par une forte teneur en matières volatiles, une forte teneur en cendres et une assez forte teneur en soufre sous forme de pyrite. On peut s'attendre à une légère augmentation de la production dans le cours de l'année 1951.

Dans le bassin de la Lukuga, à l'ouest d'Albertville, on a terminé le creusement d'une descenderie ayant recoupé le gisement. Un syndicat d'études a été formé pour la mise en valeur de ce charbon, par la création d'une industrie chimique. Des échantillons de charbon, expédiés par avion en Belgique, y sont étudiés. Les réserves connues se chiffrent à plusieurs centaines de millions de tonnes et si les essais en cours donnent satisfaction, permettront la mise en marche d'une industrie importante.

h) Alliage cobaltifère et cobalt granulé.

La production en 1950 s'est élevée à 5.148 tonnes de cobalt métal et comprend 7.821 tonnes d'alliage blanc et 2.176 tonnes de cobalt granulé. Par rapport à l'année 1949, il y a une augmentation de plus de 700 tonnes de cobalt métal. Pendant l'année 1950 et spécialement durant le second semestre, le métal a été très demandé sur les marchés mondiaux. La demande est restée très pressante au début de l'année 1951. Dès lors, comme l'Union Minière développe ses installations, on peut s'attendre en 1951 à une augmentation de la production, spécialement en granulés.

L'importance de la production du cobalt s'affirme de plus en plus dans l'économie congolaise. En valeur, la production cobaltifère se rapproche fortement de la valeur de la production de minerai d'étain.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo belge 2.354 tonnes de cobalt granulé et 6.635 tonnes d'alliage blanc.

i) Concentrés de zinc crus et grillés.

La production de concentrés de zinc crus se développe fortement et a atteint le chiffre de 146.753 t en 1950, soit une augmentation de 37.490 tonnes par rapport à l'année 1949. En cinq ans, le chiffre de production est presque doublé. Pour la fabrication d'acide sulfurique, une partie de ces concentrés de zinc crus a été grillée sur place et a donné 41.501 tonnes de concentrés grillés à 58 % de métal. Le métal contenu dans les minerais extraits s'élève à 74.805 tonnes. D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo belge, au cours de l'année 1950, 59.132 tonnes de minerai de zinc cru concentré et 70.736 tonnes de minerai de zinc concentré grillé. La majorité de ces exportations a servi à approvisionner les usines belges fabriquant du zinc.

On est occupé à construire, près de Kolwezi, les usines de Métalkat qui doivent assurer la fabrication de zinc électrolytique. Les travaux de la cen-

trale hydroélectrique de N'Zilo, qui doit assurer à Métalkat l'énergie nécessaire, sont activement poussés et il est à prévoir que cette centrale pourra entrer en fonctionnement au début de l'année 1953.

j) Cadmium.

La production de cadmium a atteint 29.668 kg en 1950, en augmentation de plus de 5 tonnes sur le chiffre de 1949 et dépassant le maximum de 27 tonnes atteint en 1942. Le cadmium est un produit de récupération, qui se trouve dans les poussières entraînées dans les fumées de l'usine de Lubumbashi. Ces poussières sont actuellement récupérées par une installation de filtres à sac, qui traite la totalité des fumées. Ces poussières, outre le cadmium, sont riches en plomb et en zinc. Elles sont en grande partie stockées, en attendant la mise au point d'un traitement permettant une récupération aussi complète que possible des produits intéressants. Il faut s'attendre à un accroissement de la production de cadmium dans le cours des prochaines années.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté en 1950, un poids de 31.887 kg de cadmium.

k) Minerai de plomb.

Il n'y a pas eu de production en 1950, l'exploitation de Kengere ayant cessé dans le cours de l'année 1949 et le stock de minerai à concentrer étant épuisé.

l) Argent.

La production de l'année 1950 s'est élevée à 138.720 kg, en diminution de près de 5 tonnes sur la production de 1949. L'argent produit au Congo belge provient en grande partie du minerai de cuivre extrait à la mine de Kipushi. On récupère également un peu d'argent dans divers minerais aurifères.

m) Minerai de manganèse.

La production de minerai de manganèse qui provient des exploitations de la Sudkat et de Bécéka — Manganèse s'est élevée à 16.990 tonnes et est en nette augmentation sur la production réalisée en 1949. Les exploitations de Bécéka-Manganèse n'ont débuté qu'à la fin de l'année 1950. En 1951, la production de minerai de manganèse pourra vraisemblablement dépasser le chiffre de 100.000 tonnes s'il ne se présente pas trop de difficultés pour le transport et l'embarquement du minerai.

n) Sel.

En 1950, la production des salines de Nguba a été de 550 tonnes.

o) Bitume.

En 1950, il a été extrait 350 tonnes de calcaires asphaltiques dans le Bas-Congo. Cette production a servi à des essais destinés à établir la valeur du produit pour le revêtement des routes.

V. — COURS DES METAUX EN 1950

Les cours des métaux se sont maintenus à un niveau assez bas, pendant tout le premier trimestre, eu égard à la faiblesse du marché.

Une hausse se dessina, dès le deuxième trimestre, due semble-t-il à une activité plus grande de l'industrie américaine.

L'aggravation de la situation internationale entraîna, en juin 1950, une demande importante de métaux non-ferreux. La constitution de stocks stratégiques, la fabrication des armements, l'accroissement des besoins pour les fabrications civiles, et enfin la reconstitution de certains stocks aux usines amenèrent une hausse progressive très sensible de divers métaux, surtout dans le cours du second semestre.

Examinons quelles sont les fluctuations des cours des principaux métaux, produits au Congo belge :

a) Or.

Le cours de l'or est maintenu à \$ 35 l'oz., correspondant à un prix d'achat de fr. 56.065,— le kg.

b) Cuivre.

Si la demande a été inférieure à l'offre au cours des premiers mois de l'année, maintenant le cuivre à 18,425 la lb (environ fr 20,— le kg), les événements de Corée provoquent un renversement de la situation, par suite de l'augmentation des programmes d'armement, avec introduction aux États-Unis d'ordres préférentiels pour les fournitures d'armements.

Les cours du cuivre à partir d'août 1950 se situent aux environs de fr 27,— le kg (24,425 ct la lb).

c) Etain.

L'étain, qui cotait 77,50 ct la lb au début de l'année, voit son cours descendre jusqu'à 74,25 ct en mars pour remonter lentement jusqu'à 77,50 ct la lb, à la fin du mois de juin. Les cours du premier semestre sont basés sur la perspective d'une surproduction.

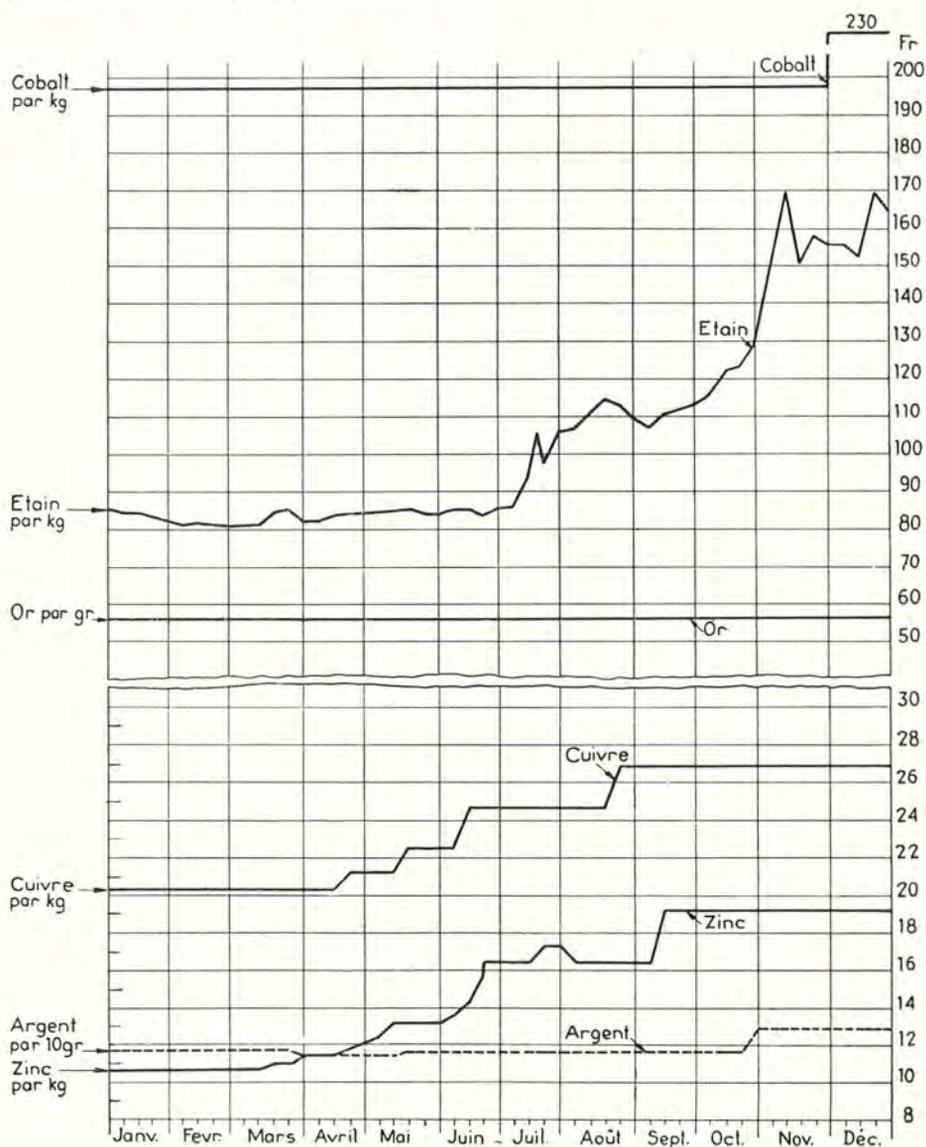


Fig. 5. — Cours des métaux en 1950.

Les événements internationaux, et la constitution d'un stock stratégique, aux Etats-Unis, amenèrent une hausse considérable des cours, qui atteignent les 150 ct en fin d'année.

Au cours de l'année 1950, une conférence s'est tenue à Genève, sous les auspices de l'O.N.U., afin d'arriver à un accord sauvegardant aussi bien les intérêts des consommateurs que ceux des producteurs, en cas de pénurie ou de pléthore de métal. La conférence, malgré les événements d'Extrême-Orient, a été ajournée sine die, consommateurs et producteurs n'étaient pas parvenus à s'entendre.

d) Wolfram.

Le wolfram s'est maintenu de même au cours des quatre premiers mois de l'année à environ 95 sh l'unité, soit environ fr 40.000.— la tonne.

Les événements d'Extrême-Orient ont entraîné une diminution notoire des importations, en provenance d'Asie. Le wolfram est monté en flèche pour atteindre un cours de 400 sh l'unité, soit environ fr 180.000.— la tonne.

e) Cobalt.

Le cobalt s'est maintenu à \$ 1.80 la lb pendant la quasi totalité de l'année 1950 (soit fr 197,— le kg). En décembre, le cours est passé à \$ 2.10 la lb (fr 250,— le kg).

f) Cadmium.

Le cadmium, de même que les autres métaux non-ferreux, a été coté à \$ 2 la lb, du début de l'année à la mi-juin 1950. A ce moment, le cours a monté progressivement pour atteindre \$ 2.55 en décembre 1950.

g) Zinc.

Le cours du zinc est passé de 9.75 ct au début de l'année à 17.5 ct au cours du mois de septembre. Bien que les disponibilités en zinc, en fin d'année, soient extrêmement faibles et que la demande reste supérieure à l'offre, le zinc s'est maintenu à 17.5 ct jusqu'à la fin de l'année 1950.

h) Plomb.

Le marché du plomb n'a pas fait l'objet d'un surcroît de demandes. Néanmoins, les cours ont passé de 12 ct la lb en janvier à 17 ct en décembre, suivant ainsi la majoration générale des produits non-ferreux.

i) Argent.

Le cours de l'argent n'a guère varié. L'argent, qui cotait 75.250 ct l'oz, s'est maintenu aux environs de ce cours jusqu'en novembre pour passer alors à 80 ct.

* * *

La figure 3 donne les cours des principaux métaux sur le marché de New-York, mais exprimés en francs par kg.

VI. — VALEUR DE LA PRODUCTION MINIERE

Les valeurs données dans le tableau ci-après sont les valeurs de réalisation obtenues, pour les produits exportés, en multipliant le cours moyen des métaux et minerais, pendant l'année 1950, par le poids de la production. Pour ces produits exportés, il est à remarquer que la valeur de réalisation est différente de la valeur douanière, car la valeur douanière est égale à la valeur de réalisation moins les frais exposés pour le transport, la manutention et l'assurance des produits depuis la frontière jusqu'au lieu d'utilisation. La différence entre ces deux valeurs est surtout sensible dans le cas de produits représentant une faible valeur à la tonne, tels le minerai de manganèse et le minerai de zinc par exemple.

Pour les produits utilisés dans le pays, comme le charbon, le sel et le bitume, nous avons établi un prix départ mine, compte tenu de la qualité des produits. Pour les diamants, nous avons dû prendre un cours fort approximatif, compte tenu du fait que le diamant de joaillerie extrait au Kasai est de dimension assez petite.

On voit à la lecture du tableau et du diagramme (Fig. 4) que la valeur de la production minière du Congo belge en 1950 est en augmentation de plus de 2.120 millions de francs sur la production minière de 1949. Cet accroissement important est dû, d'une part à une augmentation importante du volume de la production pour beaucoup de produits et d'autre part, à une augmentation du prix de vente pour certains de ces produits.

La valeur de la production de cuivre, au cours de l'année 1950, a atteint environ 4.289 millions et représente plus de 50 % de la valeur totale des produits miniers extraits, contre 44 % en 1949.

La valeur de la production de minerai d'étain est très proche de celle de 1949, la diminution du volume

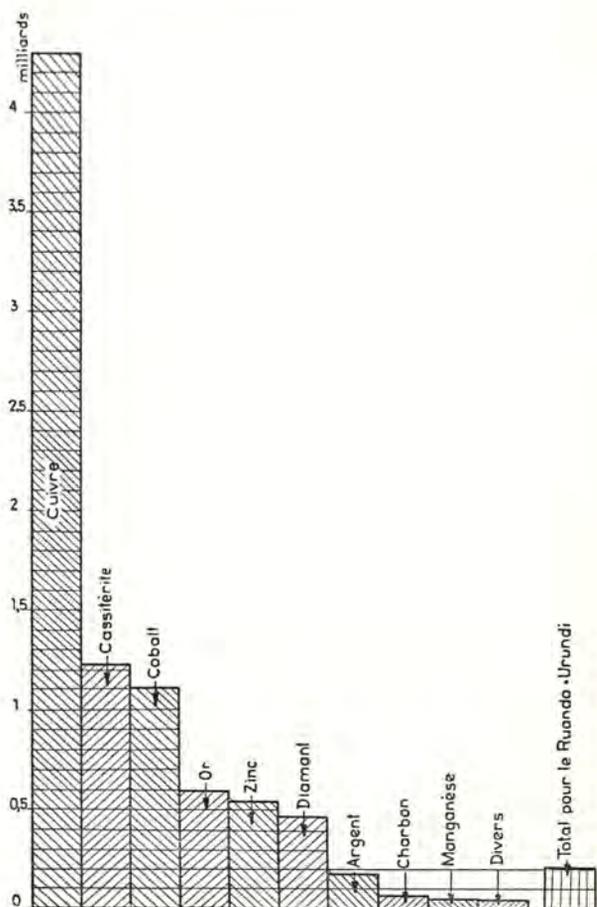


Fig. 4. — Valeur des productions minières en 1950 en milliards de francs.

Total pour le Congo belge	: 8.477.714.000 F.
Total pour le Ruanda-Urundi	: 205.209.000 F.

1. — Valeur des productions minières du Congo belge en 1950.

Produits	Unités	Productions	Teneurs moyennes en % (*)	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Cuivre	tonnes	175.920	100	24.378	4.288.578
Etain (minerai)	»	15.205	75	73.777	1.121.779
Cobalt granulé	»	2.176	100	190.413	414.339
Alliage cobaltifère	»	7.821	Co 43 Cu 9,5	87.868	687.216
Or	kg	10.321	100	56.065	578.647
Zinc (minerai)	tonnes	146.753	52	3.675	539.317
Diamants de joaillerie	carats	545.443	100	180	97.820
Diamants industriels	»	9.604.128	100	38	564.957
Argent	kg	138.720	100	1.210	167.851
Charbon	tonnes	159.967	100	327	52.309
Manganèse (minerai) (*) ...	»	16.990	50	1.949	53.114
Cadmium	»	30	100	273.234	8.197
Tantalo-columbite	»	127	55 de X_2O_5	43.147	5.480
Mixte cassit.-tantalo-columbite .	»	1.074	10 % des pentoxydes combinés à 55 % et 90 % de SnO_2 à 75 % de Sn	70.714	75.947
Wolframite	»	32	50	74.269	2.377
Mixte cassitérite	»	445	9 % de minerai de WO_3 à 65 % d'acide tungstique et 91 % de SnO_2 à 75 % de Sn	73.821	32.850
Plomb	»	—	—	—	—
Fer	»	—	—	—	—
Etain des fonderies (plus value) (**)	»	3.290	100	1.800	5.922
Bismuth (minerai)	kg	954	70	140	134
Bitume	tonnes	365	20	150	55
Sel	»	550	100	1.500	825
					8.477.714

(*) Valeur approximative.

(**) Il s'agit d'étain provenant d'une partie de la cassitérite mentionnée plus haut.

2. — Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1950.

Productions	Unités	Productions	Teneurs moyennes en % (*)	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Or	kg	236	100	56.065	13.231
Etain (minerai)	tonnes	2.340	75	73.777	172.638
Mixte cassitérite	»	29	10 % des pentoxydes combinés à 55 %, et 90 % de Sn	70.714	2.507
Mixte cassitérite-wolframite ...	»	1	9 % de minerai de WO_3 à 65 % d'acide tungstique et 91 % de SnO_2 à 75 % de Sn	73.821	74
Tantalo-columbite	»	8	55	43.147	345
Wolframite	»	165	50	74.269	12.254
Bastnaesite	»	54	à 53 % d'oxyde de cerium	40.000	2.160
					203.209

(*) Valeurs approximatives.

de la production étant presque complètement compensée par l'augmentation du prix de vente du produit.

La valeur de la production de cobalt est en augmentation de plus de 320 millions sur la valeur correspondante de 1949. Elle résulte en ordre principal de l'accroissement du volume de la production. L'importance du cobalt, dans la production minière congolaise, a crû rapidement en quelques années. En valeur, ce produit tend à prendre la seconde place et à devancer le minerai d'étain.

Il est à signaler également l'importance croissante de la production de minerai de zinc, qui en

valeur dépasse la production diamantifère et, dans les proches années, risque de dépasser la production aurifère et se placer ainsi au quatrième rang du tableau.

L'examen des chiffres du tableau ci-dessus montre qu'au Ruanda-Urundi la valeur de la production minière de l'année 1950 est en augmentation de plus de 10 % sur la valeur correspondante de 1949. Cette augmentation est due à une légère augmentation en poids de la production et à des prix unitaires légèrement supérieurs.

VII. — SITUATION DES EXPLOITATIONS

a) Exploitations aurifères du nord-est de la Colonie.

A l'exemple des années 1948 et 1949, l'année 1950 a vu se poursuivre le développement des exploitations filoniennes. La production d'or fin filonien, en 1950, est en augmentation de plus de 467 kg sur la production correspondante de 1949. Par rapport à la production totale, le pourcentage de production d'or filonien se situe à environ 40 % en 1950 contre 35 % en 1949. Cette évolution qui se continuera au cours des années ultérieures, a, comme corollaires nécessaires, le développement de la consommation d'énergie et la multiplication des usines de broyage et de traitement du minerai.

Pour faire face à une pénurie d'énergie électrique dans sa division de Moto, la société des Mines d'Or de Kilo-Moto va établir une ligne haute tension pour relier les réseaux électriques de ses deux divisions. La société minière de la Télé va établir deux nouvelles usines de broyage et de traitement du minerai dans son secteur de Bayenga.

Beaucoup d'exploitations aurifères en alluvions et en éluvions sont encore peu mécanisées. Dans de tels chantiers, l'extraction du stérile et du gravier se fait encore manuellement, à la pelle, avec transport à la brouette, là où le chargement direct et l'évacuation par gouttières ne peuvent être pratiqués. Dans certaines sociétés, on commence à mécaniser les opérations d'enlèvement du stérile et du gravier alluvionnaires et même éluvionnaires sur faible pente, par l'utilisation de pelles ou de draglines. Dans le cas d'éluvions, l'abatage au monitor mérite toujours d'être étudié, car il peut donner d'excellents résultats. Cette solution s'avère particulièrement économique lorsqu'on peut disposer, aux chantiers, d'eau sous pression et en grande quantité. Le transport mécanisé du gravier se développe également et la brouette est alors remplacée par la courroie, le wagonnet ou la grosse berne à moteur Diesel. Lorsqu'on dispose d'eau en hauteur et en grande quantité (régions montagneuses), le transport du gravier d'un flut plus ou moins profond par éjecteur aspirant ou refoulant s'avère être une solution très économique. Pour les gisements situés en hauteur dans les régions montagneuses, le transport du gravier à la laverie, installée près de l'eau, en contrebas, peut-être assuré écono-

miquement par un transporteur aérien simplifié. Cette dernière solution paraît être appelée à un certain développement dans les régions tant soit peu accidentées. Les immobilisés sont peu importants, la dépense de force motrice est très faible, l'alimentation à la laverie peut être assez régulière, l'entretien est peu compliqué et l'économie de main-d'œuvre est fort sérieuse. Des transporteurs aériens simplifiés, avec supports mobiles facilement déplaçables, peuvent être aussi avantageusement envisagés pour le transport du gravier dans les flats. Il est aussi à signaler la solution originale utilisée par la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto qui, pour supprimer le transport du gravier dans certaines exploitations alluvionnaires, utilise des laveries mobiles alimentées par pelles ou draglines; les résultats sont fort encourageants.

Vu la facilité de récupération de l'or, le traitement du gravier aurifère se fait presque exclusivement au sluice.

Les exploitations filoniennes, dont l'importance — comme nous l'avons déjà signalé — va croissant, se font en carrières ou souterrainement. L'exploitation en carrière est surtout employée dans le cas de gisements non profonds, d'une certaine largeur, où la minéralisation imprègne toute la roche par diffusion, ou est localisée dans de nombreux filonets (schistes et itabirites silicifiés par exemple). Lorsque la masse du gisement le justifie, on peut alors employer des moyens mécaniques d'abatage et de transport assez puissants. On peut dans ces conditions traiter économiquement, lorsque l'on dispose d'énergie à bon marché, des teneurs de l'ordre de 1,5 gramme par tonne extraite. Lorsqu'il s'agit d'un gisement en colline, contenant des filons et filonets minéralisés dans des roches rendues meubles par l'altération, l'abatage de toute la masse peut se faire au monitor. Les boues passent sur des sluices pour la récupération des particules d'or contenues dans les terres, tandis que les morceaux de quartz sont envoyés à l'usine. Afin de diminuer les quantités à transporter et à broyer et éliminer les particules d'argile, il y a souvent un gros intérêt à débourber sérieusement le minerai sur place, les eaux de débouillage étant passées au sluice.

Les exploitations souterraines se rencontrent pour l'exploitation des gisements profonds où la masse de stérile à abattre serait trop importante pour une

exploitation en carrière et pour l'exploitation de filons isolés, suffisamment importants et bien minéralisés. L'épaisseur du filon et sa teneur en or doivent entrer en ligne de compte pour l'étude de l'exploitabilité, en ne perdant pas de vue qu'un filon assez mince, mais fortement minéralisé, est souvent plus intéressant qu'un gros filon à faible ou moyenne teneur. Vu le coût de la main-d'œuvre et la dureté des roches quartzieuses, une exploitation filonienne souterraine requiert un minimum de mécanisation pour pouvoir être faite avec profit.

Dans le stade actuel du développement du Congo belge, la question de la mécanisation revêt une grande importance et mérite d'être examinée très sérieusement. Vu la faible densité de la population indigène, la mécanisation devient indispensable si l'on veut continuer à développer l'industrialisation du pays. Au point de vue social, si l'on veut augmenter la productivité de la main-d'œuvre noire et par contrecoup son standard de vie, la formation professionnelle de cette main-d'œuvre et la mécanisation du travail deviennent des nécessités.

Cependant, cette mécanisation doit se réaliser sur des bases économiquement saines, c'est-à-dire sans aggravation des prix de revient. Pour remplir cette dernière condition il faut qu'un certain nombre de points soient réalisés. Tout d'abord, il faut pouvoir tirer des engins un travail continu et à bon rendement. Ceci présuppose que ces engins pourront être maniés correctement et avec efficacité et être régulièrement entretenus en bon état de marche. Ce n'est pas facile en Afrique centrale où il y a pénurie de main-d'œuvre qualifiée européenne et surtout indigène, où les constructeurs sont à des milliers de kilomètres des utilisateurs et où les ateliers d'entretien bien équipés sont rares ou inexistantes.

Pour faire face à toutes les difficultés et réussir à les vaincre, les utilisateurs d'engins tant du secteur privé que du secteur public devront s'entendre de manière à assurer une standardisation aussi poussée que possible du matériel, un approvisionnement suffisant, au Congo, en pièces de rechange, l'équipement d'ateliers d'entretien spécialisés et la formation adéquate du personnel qualifié d'entretien et d'opération, tant indigène qu'européen. Dans l'ordre chronologique des réalisations, on peut dire que c'est le problème de standardisation qui doit être résolu en premier lieu.

En effet, si l'accord peut se faire sur ce point, la solution des autres problèmes en sera fortement simplifiée. Au sujet de la formation d'une main-d'œuvre indigène qualifiée, pour obtenir des résultats rapides il faudra recourir à une méthode de formation accélérée, telle qu'on l'applique déjà dans certaines sociétés importantes, comme l'Union Minière du Haut-Katanga, par exemple.

Pour que la mécanisation soit économique, il faut aussi disposer de sources d'énergie à bon marché. Dans ce domaine, l'équipement progressif des régions économiquement intéressantes, en centrales hydroélectriques, favorisera le développement de l'industrialisation et de la mécanisation.

b) Exploitations stannifères du Maniéma et du Ruanda-Urundi.

Ces exploitations stannifères se font encore, en majeure partie, dans des gisements détritiques alluvionnaires ou éluvionnaires. Cependant, nous constatons le même phénomène que pour les exploitations d'or et les exploitations de cassitérite en gîtes primaires continuent à se développer tant au Ruanda-Urundi qu'au Maniéma-Kivu. Nous constatons également, qu'au fur et à mesure de l'enlèvement des éluvions, les gîtes primaires se découvrent progressivement et certains méritent d'être mis en valeur.

Beaucoup d'exploitations stannifères traitant les alluvions et les éluvions sont encore peu mécanisées. Dans la majorité des cas, l'extraction du stérile et du gravier se fait encore manuellement, à la pelle, avec transport à la brouette, là où le chargement direct ou l'évacuation par gouttières ne peuvent être pratiqués. Certaines sociétés cependant s'engagent dans la voie de la mécanisation et particulièrement la Symétain au Maniéma et la Géoruanda au Ruanda-Urundi. L'utilisation des pelles mécaniques, à moteur électrique ou Diesel, pour l'enlèvement du stérile et du gravier, continue à se répandre. Dans les chantiers alluvionnaires, les courroies, les pompes à gravier et les éjecteurs refoulants prennent une certaine extension et remplacent tout doucement le transport à la brouette. Comme dans le cas des exploitations aurifères, le transport du minerai par transporteur aérien simplifié s'implante et le nombre de cas d'application ira en s'accroissant dans le cours des années à venir. Dans les éluvions, l'abattage par monitor et le transport hydraulique donnent de très bons rendements. Comme il a déjà été signalé les années précédentes, un gros obstacle à l'extension de l'industrialisation dans les régions de l'est et de la mécanisation des chantiers est l'absence presque totale de centrales hydro-électriques. L'établissement de telles centrales dans la vallée de la Ruzizi constituera un facteur très important pour le développement économique des régions avoisinantes.

Dans les gisements, la cassitérite est souvent accompagnée de minéraux accessoires tels que tantalo-columbite, wolfram, ilménite, zircon, limonite, monazite, etc. Certains minerais chers sont actuellement récupérés, tels la tantalo-columbite et le wolfram. Des installations métallurgiques permettraient très vraisemblablement de valoriser d'autres minerais, telle l'ilménite, par exemple. Ce problème de la valorisation des minerais accessoires méritera d'être repris lorsqu'on disposera d'énergie électrique en abondance et à bon marché.

Le traitement du gravier stannifère se fait encore presque exclusivement au sluice, mais les laveries fixes augmentent progressivement en nombre. Par suite d'une densité plus faible que celle de l'or, la récupération de la cassitérite n'est pas aussi aisée que celle de l'or libre. Aussi, afin de diminuer les pertes, les exploitations du Maniéma ont multiplié les sluices à courants-porteurs. La Société Symétain continue à développer en série, sur ses sluices, l'emploi des jigs et des pulsateurs. L'utilisation de

la table à secousses commence à se rencontrer assez fréquemment, en queue d'installation, pour la récupération de la fine cassitérite et cette amélioration s'avère en général très rentable. Dans les régions pauvres en eau, l'utilisation des pans rotatifs et des pans américains continue à se répandre.

c) Exploitations stannifères de Manono-Kitoto (Géomines).

Comme nous le signalions l'année dernière, tout en poursuivant l'exploitation de ses éluvions et des roches altérées, la Géomines s'est attaquée au problème de l'exploitation des roches dures. Une première installation a été établie dans le courant de l'année 1950. Les travaux de mise au point pour l'abatage et le traitement de ces roches dures se poursuivent. Dès que la mise au point sera terminée, il sera procédé au développement de ces installations.

On a commencé, au cours de l'année 1950, l'établissement d'une usine de fabrication d'explosifs chloratés. Les travaux sont activement poussés et la fabrication pourra très vraisemblablement débiter vers le milieu de l'année 1951.

Les études pour l'augmentation de la puissance de la centrale hydro-électrique de Piána, sur la rivière Luvua, sont terminées et dès que la nécessité s'en fera sentir, on pourra procéder à l'installation des nouvelles turbines prévues.

Dans le courant de l'année 1950, la Géomines a adjoint à ses ateliers une fonderie haute fréquence utilisant, comme matières premières, des mitrilles en provenance de l'exploitation, du ferro-manganèse en provenance du Congo et du ferro-silicium venant d'Europe. Cette fonderie a fabriqué, au cours de l'année, 360 tonnes de pièces d'usure et d'entretien nécessaires à l'exploitation. Le prix de revient de certaines de ces pièces est très intéressant du fait que l'on part surtout de mitrilles. De plus, ces fabrications locales assurent la sécurité d'approvisionnement (facteur fort important dans les circonstances actuelles) et diminuent d'autant les frais de stockage des pièces de rechange. La Géomines en a tiré la conclusion logique en décidant de développer ses installations et ses fabrications locales.

La même politique est suivie par d'autres sociétés minières importantes, telle l'U.M.H.-K. par exemple qui a poussé ses fabrications, à la fonderie de Panda, à plusieurs centaines de tonnes par mois.

Dans le domaine de la fonderie et de la fabrication de ferro-alliages, on peut affirmer que le marché congolais offrira des possibilités intéressantes pour l'établissement sur place, dans les régions les plus développées, d'usines bien équipées dès que les sources d'énergie à bon marché existeront.

d) Exploitations stannifères de Mitwaba.

Il y a peu de changements à signaler dans les exploitations de la Sermikat. Le concessionnaire a terminé l'étude de la mise en valeur de gisements éluvionnaires importants et est occupé aux travaux préparatoires à l'ouverture de l'exploitation dans un de ces gisements.

La Sermikat possède à Lubudi un four électrique, type Héroult modifié. Par manque de courant électrique, ce four a été presque complètement à l'arrêt au cours de l'année 1950. Il sera cependant remis en activité complète dès la mise en marche de la Centrale de 3.000 CV que l'on installe sur la Kalule sud, aux chutes Dikolongwe. En 1950, ce four a cependant produit près de 300 tonnes de fonte et 115 tonnes de ferro-manganèse en partant de minerai de fer et de minerai de manganèse et en utilisant le charbon de bois comme réducteur. Des essais ont permis de démontrer la possibilité d'une fabrication rentable de ferro-silicium, de silicate de soude et de carbure divers. La fonte produite a été traitée dans un cubilot et a permis la fabrication de pièces nécessaires à la Cimentkat.

e) Groupe du cuivre.

L'Union Minière du Haut-Katanga, qui est le principal concessionnaire, a poursuivi très activement le développement de ses installations et de sa production.

En 1950, les travaux suivants ont été exécutés :

A la Centrale de Koni, dont les bâtiments étaient terminés en 1949, on a monté et mis en service les trois groupes turbine-alternateur de 15.600 KVA chacun.

Les travaux de construction de la Centrale Delcommune à N'Zilo ont été activement poussés.

A la mine de Kambove, on a continué le fonçage des puits et débuté le creusement d'une station d'exhaure au niveau de 106 mètres.

La seconde section de la laverie de Ruwe a été achevée. La capacité de l'usine d'électrolyse de Shituru a été augmentée par l'adjonction d'une section de fabrication des feuilles amorces. Des travaux sont en cours pour l'agrandissement de l'usine de lixiviation de Shituru.

A l'usine de Lubumbashi, on a terminé les installations pour la récupération des poussières. Une laverie a été installée à l'ancienne mine de Ruashi. L'usine de fabrication d'acide sulfurique de la Sogechim est en voie d'agrandissement.

Divers travaux sont en cours pour l'électrification de la traction dans le groupe des mines de l'ouest.

En collaboration avec Métalkat, les travaux de construction de l'usine devant fabriquer du zinc électrolytique à Kolwezi sont activement poussés.

f) Charbonnage de la Luena.

On a commencé, dans le courant de l'année 1951, la mise en exploitation du gisement de Kisulu. La mécanisation très poussée de ce dernier chantier a permis d'augmenter la production tout en diminuant fortement la MOI employée.

g) Exploitations diamantifères du Kasai.

Aucun changement n'est à signaler dans les exploitations du secteur de Tshikapa. La nouvelle centrale hydroélectrique construite sur le Kasai et d'une puissance de 2.000 CV a été mise en service.

Dans le secteur de Bakwanga, la mécanisation des travaux d'enlèvement du stérile et du gravier et de transport du gravier a été fortement poussée. L'enlèvement de stérile sablonneux, sans boulders ni racines, par turnapull et turnedozer donne de bons résultats. Une dragline est également utilisée pour l'enlèvement du stérile, tandis que l'extraction du gravier est assurée par de grosses pelles mécaniques dans les chantiers où le bed-rock permet l'utilisation de ces engins. Les gros camions Diesel sont de plus en plus utilisés pour le transport du gravier depuis le chantier jusqu'aux laveries. Les essais de lavage du gravier par le procédé sink and float ont donné de bons résultats et une grosse laverie de ce genre va être installée. Les travaux de construction de la nouvelle centrale hydro-électrique de Tshala, sur le Lubilash, sont activement poussés. Le creusement du canal d'aménée est presque terminé et le bâtiment de la nouvelle centrale s'édifie.

La prospection, par sondages, du gisement primaire se continue.

h) Exploitation de la société B.C.K.-Manganèse.

Dans le courant de l'année 1950, la Société Minière Bécéka-Manganèse a commencé l'exploitation d'un important gisement du minerai de manganèse dans la région proche de Dilolo. L'enlèvement du minerai se fait à la pelle mécanique. Le transport jusqu'au rail, situé à 28 km de distance, est assuré par des camions. Dans quelques mois le raccordement ferré sera terminé et la production pourra être augmentée.

i) Asphaltes du Bas-Congo.

Dans le Bas-Congo, la Société Forminière va mettre en exploitation un gisement de calcaires et de sables asphaltiques, qui paraît être d'un volume fort important. A certains endroits, la teneur des sables, en asphalte, dépasse 20 %. Ces sables pourront s'exploiter au bulldozer. Le matériau paraît très bien convenir pour le revêtement des routes.

CHAPITRE II.

USINES DE TRAITEMENT

A. — OR

Les mines de Moto ont compté neuf usines en 1950 contre sept en 1949, du fait de la mise en marche de deux petites usines d'essais recourant à des moulins chiliens.

Cependant au cours de 1950, l'importante usine de Kodo (Division Zani), basée sur Centrale Diesel dont le coût s'est avéré excessif, a été arrêtée provisoirement. Une usine de traitement importante, prévoyant la cyanuration, y sera construite et recourra à l'énergie électrique distribuée par la ligne HT-Kilo-Baku-Zani dont les travaux se poursuivent.

Les mines de Kilo comptent six usines de broyage et de traitement contre sept en 1949, la mine filonienne de Luma (Division Gina) ayant été fermée. Ces usines sont alimentées par trois centrales hydro-électriques établies sur la rivière Shari.

Minière Télé et S.M.A.I. — Les usines de broyage et de traitement de la Minière de la Télé et de la

Société Minière de l'Aruwimi-Ituri sont au nombre de quatre. La plus importante est alimentée en énergie par une centrale électrique à base de Locomobiles, les trois autres usines sont actionnées à partir de Locomobiles ou de chaudières.

Mincobel. — A l'usine de broyage et de traitement de la Société Mincobel, l'énergie est fournie directement par Locomobile ou à partir d'une centrale électrique à base de Locomobiles. Les transformations prévues à cette usine sont achevées.

M.G.L.-Sud. — L'usine de broyage et de traitement de la M.G.L.-Sud est alimentée en énergie par une centrale hydro-électrique. Une section de cyanuration est en installation.

Cobelmin. — L'usine de broyage et de traitement de la Cobelmin, secteur de Namoya, est actionnée directement par Locomobiles. Il s'agit d'une usine pilote. Les études d'une nouvelle usine de traitement sont activement poussées.

B. — CASSITERITE

Dans les petites usines de broyage et de traitement du minerai dur provenant de certaines exploitations filoniennes ou éluvionnaires, on a tendance à la création de sources d'énergie à partir de centrales hydro-électriques de manière à supprimer les Locomobiles utilisées jusqu'à présent.

Lorsque la cassitérite est accompagnée de minerais mixtes, la séparation en est souvent obtenue au séparateur électro-magnétique. La société Somuki dispose d'une petite usine de broyage. Elle est actionnée par engins Diesel.

La M.G.L.-Sud à Nzombe dispose d'une usine actionnée par un groupe électrogène, mû au Diesel-

oil, pour le broyage et la concentration de minerais stannifères.

La M.G.L.-Centre a également, au cours de l'année 1950, débuté le broyage de minerais stannifères. Il s'agit d'une petite installation mobile.

L'installation de l'importante usine de broyage et de traitement des pegmatites dures à Manono, commencée fin 1949, s'est poursuivie en 1950. Des difficultés de mise au point des installations restent à surmonter.

La fonderie d'étain de Géomines, à Manono, a produit 5.290 tonnes d'étain en 1950.

C. — GROUPEMENT DE CUIVRE

(Cuivre - cobalt - zinc - argent - cadmium.)

1) Concentration du minerai.

a) Usines de concentration des minerais oxydés aurifères à Jadotville-Panda.

Le concentrateur comporte trois sections : broyage, concentration par gravité, concentration par flottation.

Cette usine, qui était à l'arrêt depuis avril 1949, a été remise en service depuis février 1950. Elle produit des concentrés par gravité d'une teneur de 25 à 30 % et des concentrés flottés à 25-25 % de cuivre.

Elle a aussi traité d'anciens rejets.

b) Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères et cupro-cobaltifères à Kolwezi.

Les minerais cuprifères sortent sous forme de concentrés à 28,2 % de cuivre. Les minerais cupro-cobaltifères sortent sous forme de concentrés à 8,5 % de cobalt et 12,5 % de cuivre.

Agrandie à plusieurs reprises depuis 1948, cette usine de concentration de Kolwezi est devenue la principale installation de concentration de minerais, le dernier stade d'extension ayant porté sa capacité à 130.000 tonnes de minerais par mois.

c) Usine de concentration de la mine Prince Léopold à Kipushi.

Les travaux d'extension du concentrateur de Kipushi ont été terminés portant sa capacité à 65.000 tonnes de minerais par mois. En plus de la concentration simple qui produit des concentrés à 25,84 % de cuivre et des concentrés à 48 % de zinc, on y réalise également la concentration différentielle qui produit des concentrés de cuivre à 28,07 % de cuivre et des concentrés de zinc à 52,10 % de zinc.

d) Les installations de la laverie de Ruwe ont été terminées et mises en marche normale. Il y est donc produit des concentrés par simple gravité.

Les concentrés contiennent de 25 à 30 % de cuivre.

e) Enfin on peut encore citer la laverie de la mine Lushia, qui a été transférée à Ruashi où elle traitera d'anciens stocks de minerais oxydés, et la laverie de Kamoto, enrichissant le minerai par simple débouillage.

2) Métallurgie.

Les concentrés de minerais de cuivre ou de cobalt, fournis par les usines dont il est question ci-dessus, sont traités dans les usines ci-après :

a) Usine de convertissage d'Elisabethville-Lubumbashi.

1) Les concentrés et les minerais à haute teneur de la mine Prince Léopold à Kipushi sont additionnés de minerais oxydés afin que l'ensemble ait une teneur déterminée en soufre.

L'ensemble, après broyage, dosage et mélange intime, est aggloméré et grillé sur des appareils Dwight-Lloyd. Une bonne partie du soufre est ainsi éliminée par combustion, et le produit passé ensuite aux fours Water-Jackets. Les aménagements

de dépoussiérage complémentaire des fumées des fours W.-J. ont été achevés en 1950. La matte produite qui titre 62 à 64 % de cuivre est conduite par un chenal vers le four d'attente, puis est traitée au convertisseur.

Le produit sortant du convertisseur est un cuivre Blister à 98,5-99 % de cuivre. Un four rotatif de coulée reçoit le cuivre du convertisseur à l'aide d'une poche. Le lingotage se fait par une machine de coulée rectiligne. Le produit final obtenu à l'usine de Lubumbashi, dénommé UMPC, doit encore subir un raffinage à l'usine Belge d'Oolen, où l'on récupère l'or et l'argent restant contenus dans le cuivre.

La capacité par jour et à plein régime de l'usine est de 500 tonnes de cuivre UMPC.

2) L'usine de Lubumbashi produit également du cuivre UMPC désarsénié destiné au marché français et obtenu par raffinage au carbonate de soude.

3) L'usine produit aussi du cuivre U.M.O. (Union Minière Ordinaire) à partir des minerais fins riches oxydés en provenance des flottages de Panda et Kolwezi, des concentrés de Ruwe, des concentrés mixtes du concentrateur de Panda et de certaines boues de décantation des cuves d'électrolyse de Shituru.

A la sortie des appareils Dwight Lloyd, où le minerai a été aggloméré grâce à l'apport de chaleur fourni par du coke fin, l'aggloméré oxydé pour U.M.O. est additionné de minerai oxydé gros riche avant de passer aux Water-Jackets. Le cuivre est coulé en lingots U.M.O., sans avoir passé par un four d'attente, dans des lingotières supportées par un long châssis rectiligne. Ces lingots U.M.O. à 97-98 % de cuivre subiront ensuite à Jadotville un traitement conduisant à l'obtention des feuilles amorce et anodes pour le raffinage électrolytique.

4) Enfin l'usine traite aussi l'alliage rouge en provenance des fours électriques de Panda et contenant en majeure partie du cuivre avec environ 5 % de cobalt. Traité dans un four tournant, le cobalt se concentre jusqu'à 18 % dans une scorie supérieure qui sera retraitée à Panda, tandis que la couche inférieure du four est coulée en lingots U.M.O.S. (Union Minière Ordinaire Spéciale) de cuivre contenant 98,80 à 99 % de cuivre, qui sont expédiés à Shituru pour y servir à la fabrication de feuilles amorce pour l'électrolyse.

b) Les minerais de cuivre oxydés concentrés à Jadotville-Panda et à Kolwezi sont traités à l'usine de lixiviation et d'électrolyse de Jadotville-Shituru.

Les plaques de cuivre ou cathodes, formées par le cuivre qui se dépose au départ de la solution, sont raffinées sur place dans une installation comprenant trois fours reverbères électriques, équipés chacun d'une roue de coulée du type Walker, qui délivrent finalement le cuivre sous forme de Wire-bar ou d'Ingot-Bar, dont la teneur dépasse 99,95 % de cuivre pur.

L'usine de Jadotville-Shituru a vu en 1950 procéder à l'installation d'une section de broyage des produits graveleux, à la construction de l'extension des usines d'électrolyse de cobalt et à l'achèvement de la nouvelle section de fabrication des feuilles amorces à Shituru.

Les fours électriques de Jadotville-Panda traitent les minerais de cobalt les plus riches. Il s'agit surtout de minerai cobaltifère gros et des concentrés riches préalablement agglomérés.

Par fusion réductrice de la charge, on libère à l'état métallique le cobalt, le cuivre et le fer contenus dans les matières traitées. Par différence de densité, les métaux à l'état liquide se séparent en deux couches; l'alliage rouge, riche en cuivre et pauvre en cobalt, qui est traité par la suite aux usines de Lubumbashi; l'alliage blanc, riche en cobalt 40 % environ et en fer, mais contenant encore environ 15 % de cuivre, qui est expédié aux usines d'Oolen ou aux U.S.A. pour y être raffiné. L'usine d'électrolyse du cobalt est une annexe de l'usine d'électrolyse de cuivre de Shituru. Elle est alimentée par les rejets de l'usine d'électrolyse du cuivre.

Les cathodes de cobalt sont fondues et raffinées au four électrique. Les coulées du four sont refroidies par eau et donnent le cobalt granulé qui est un produit marchand.

L'utilisation d'alliage de cobalt dans l'industrie des moteurs à réaction constitue pour ce métal un débouché dont l'importance va en croissant.

Les minerais de zinc riches provenant du concentrateur de Kipushi sont grillés en partie à l'usine à acide sulfurique de la Sogechim.

Les concentrés de zinc crus non traités et les concentrés grillés sont exportés presque exclusivement vers la Belgique. Dans un avenir proche, ils seront traités en partie dans l'usine d'électrolyse que le Métalkat construit à Kolwezi.

Le cadmium se trouve associé aux blendes extraites à la mine Prince Léopold. Une partie de ce cadmium est récupérée par filtrage des gaz de grillage et de Water-jackets à l'usine de Lubumbashi et à l'installation de grillage de la Sogechim.

La lixiviation des poussières cadmifères donne une solution de sulfate de cadmium qui, mise en présence de zinc, abandonne son cadmium sous forme de dépôt spongieux.

La distillation de celui-ci, suivie d'une fusion à l'abri de l'air, donne un produit marchand (baguette ou grenaille) d'une grande pureté.

Comme il a déjà été dit, des aménagements complémentaires de dépoussiérage des fumées de fours W.-J. permettent des récupérations plus poussées de cadmium et de plomb.

D. — CHARBONNAGE DE LA LUENA

Ce charbonnage dispose d'une installation de triage-lavoir. Après criblage, les + 55 sont épierrés à la main sur deux transporteurs, les - 55 sont envoyés au lavoir par une chaîne à godet.

Au lavoir, le charbon est classé en 0-10 et 10-55; chacune de ces catégories est traitée par rhéolaveurs.

E. — EXPLOITATIONS DIAMANTIFÈRES DU KASAI

Les concentrés produits dans les laveries mobiles à pans rotatifs du secteur de Tshikapa sont traités à la Centrale de Tshikapa d'où sort le diamant brut, appelé diamant du Kasai.

Les concentrés produits dans les laveries fixes à pans rotatifs du secteur Bakwanga, sont traités à la Centrale de triage de Bakwanga d'où sort le diamant brut, appelé diamant du Lubilash.

Au cours de l'année 1950, il a été procédé :

- 1) à Bakwanga, à la mise au point d'un appareil de laboratoire du procédé « Sink and Float ».
- Les résultats sont concluants;
- 2) à Bakwanga et à Tshikapa, à des essais de la méthode électrostratigique.

A Tshikapa, les essais ont donné des résultats négatifs alors qu'ils ont été très intéressants à Bakwanga.

CHAPITRE III.

CARRIÈRES

Le Service des Mines a poursuivi au cours de l'année 1950 l'étude et l'inspection des carrières, spécialement dans la région de Léopoldville où le développement de la production a dû être accéléré pour satisfaire aux besoins croissants. La main-d'œuvre dont l'effectif est resté stationnaire, a notablement progressé dans son adaptation à la mécanisation.

L'utilisation des fleurets à taillant simple au carbure de tungstène s'est répandue, mais s'est heurtée à certaines difficultés d'approvisionnement.

Le développement très rapide de la production a posé des problèmes d'aménagement des gares d'évacuation, ainsi que des difficultés de rotation du matériel roulant. Les prix de revient et de vente des moellons ont été stabilisés et avoisinent les normes belges en la matière.

Par suite du retard dans les installations d'usines de concassage, dû aux difficultés de mise à disposition des terrains nécessaires, les prix des concassés restent excessifs et ne présentent pas les normes de calibrage souhaitables. Il en résulte éga-

lement un gaspillage de main-d'œuvre dans la préparation des concassés. Cependant il est très probable qu'au cours de l'année 1951, les usines dont le matériel est déjà sur place pourront démarrer et assainir le marché des concassés.

CHAPITRE IV.

MAIN-D'ŒUVRE

VIII. — SITUATION

Les effectifs européens et indigènes, employés au 31 décembre 1950 dans les exploitations minières

du Congo belge et du Ruanda-Urundi, se répartissent comme suit :

Provinces	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	16	550
Province Orientale	279	54.458
Kivu	304	54.556
Katanga	1.658	27.767
Kasaï	215	17.219
Total :		
Congo belge	2.472	114.550
Ruanda-Urundi	128	14.476
Total Congo belge et Ruanda-Urundi ...	2.600	128.826

La comparaison avec les effectifs employés au 31 décembre 1949, montre les faits suivants :

a) Dans la province de **Léopoldville**, les effectifs sont en légère augmentation, tant du côté de la M.O.E. que de la M.O.I. Ce personnel est occupé à des travaux de prospection. Dans le courant de l'année 1951, deux mines commenceront à faire de la production.

b) Dans la province **Orientale**, la main-d'œuvre indigène occupée est en diminution de près de 2.000 unités sur les effectifs de l'année 1949. La M.O.E. est de même en diminution d'une vingtaine d'unités. Les deux principales productions minières de la Province sont l'or et la cassitérite. Dans l'ensemble, le volume de la production minière est en légère augmentation pour l'année 1950, ce qui traduit une augmentation de la productivité de la main-d'œuvre. Ce fait que nous avons déjà constaté en 1949 est dû au développement des exploitations filoniennes d'or et à la mécanisation en cours à la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto.

c) dans la province du **Kivu**, la M.O.E. est en diminution de 58 unités et la M.O.I. de 3.621 unités. Les principales productions, or et cassitérite plus mixtes, sont en augmentation. Ce fait traduit donc une augmentation de la productivité de la main-d'œuvre, alors que l'an passé le rendement de la main-d'œuvre était plutôt stationnaire. Les tra-

voux de mécanisation en cours commencent donc à sortir leurs premiers effets.

d) Dans la province du **Katanga**, la M.O.E. est en augmentation de 25 unités, tandis que la M.O.I. en diminution de 1.508 unités. La production de l'Union Minière, dans son ensemble, est en notable augmentation, tandis qu'il y a une diminution de la production de cassitérite. Les fortes productions réalisées par l'Union Minière ont encore permis d'augmenter la productivité de la main-d'œuvre. La diminution de rendement de la main-d'œuvre, occupée à l'extraction de la cassitérite, cessera dès que les travaux importants de premier établissement effectués à la Géomines seront terminés et permettront d'accroître le volume de la production.

e) Dans la province du **Kasaï**, la M.O.I. augmente de 10 unités, tandis que la M.O.E. diminue de 2.858 unités. La production de diamants du Lubilash est cependant en forte augmentation, tandis que la production de diamants du Kasaï est en légère diminution. La productivité de la main-d'œuvre indigène est donc en augmentation et, comme nous l'avions déjà signalé l'an passé, cela provient de la rationalisation du secteur de Tshikapa et de la mécanisation du secteur de Bakwanga.

f) Dans le **Ruanda-Urundi**, il y a diminution d'une unité dans la M.O.E. et diminution de 785 unités dans la M.O.I. L'ensemble de la production est en augmentation et on peut en conclure

que dans les mines du Ruanda-Urundi la productivité de la main-d'œuvre est en augmentation. Ce résultat est dû à un développement, encore fort timide, de la mécanisation dans certains chantiers exploités par des sociétés importantes.

g) **Pour l'ensemble des mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi**, le total des effectifs employés au 31 décembre 1950 marque, par rapport aux effectifs recensés au 31 décembre 1949, une diminution de la M.O.E. de 45 unités et une diminution de la M.O.I. de 10.616 unités. Comme, dans l'ensemble, le volume de la production minière a sérieusement augmenté, ce fait traduit une notable amélioration de la productivité de la main-d'œuvre indigène. On peut en conclure que plusieurs sociétés

minières, surtout parmi les plus importantes, ont fait un sérieux effort dans le domaine de l'économie de la main-d'œuvre indigène. A une époque où l'industrialisation du Congo se développe, mais menace d'être freinée par le manque de main-d'œuvre indigène, il importe de souligner l'effort réalisé par plusieurs sociétés minières et souhaiter que cet exemple puisse être suivi dans les autres secteurs de l'économie congolaise.

Si nous examinons le tableau de la répartition de la main-d'œuvre à l'exploitation, aux usines de traitement, à la prospection et aux services divers, nous trouvons qu'il y a diminution de la M.O.I. dans tous les secteurs, sauf pour les usines de traitement où le personnel indigène a augmenté de près de 200 unités.

Provinces	Exploitation		Usines trait.		Prospection		Service div.	
	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	—	—	—	—	16	550	—	—
Province Orientale ...	208	20.994	26	2.147	25	1.425	20	894
Kivu	203	20.615	4	185	37	1.700	60	2.860
Katanga	659	18.655	517	5.187	68	1.594	414	2.555
Kasaï	154	15.670	—	—	25	1.812	56	1.757
Total :								
Congo belge	1.204	91.910	547	7.517	171	6.879	550	8.044
Ruanda-Urundi	88	12.791	—	—	22	1.007	18	678
Total Congo belge et Ruanda-Urundi	1.292	104.701	547	7.517	193	7.886	568	8.722

IX. — PRODUCTIVITE DE LA MAIN-D'ŒUVRE

Dans les tableaux ci-après, il a été calculé les rendements moyens en poids et en valeur de la main-d'œuvre employée dans les mines. Ces rendements ont été obtenus en divisant, soit le poids de la production, soit la valeur établie en partant des cours mondiaux, par les chiffres de l'effectif total occupé au 31 décembre 1950. Ces chiffres n'ont pas une valeur absolue, car il aurait fallu prendre, comme diviseur, l'effectif total moyen au travail pendant toute l'année 1950. Cependant, les résultats ainsi calculés permettent de se faire une idée suffisamment exacte des productivités de la main-d'œuvre dans les différentes industries minières du Congo et du Ruanda-Urundi, groupées suivant les substances produites.

Dans le total de la main-d'œuvre, on n'a pas repris l'effectif des sociétés qui ne font que des travaux de prospection.

De l'examen des deux tableaux ci-après et de la comparaison avec les chiffres correspondants de l'année 1949, on arrive aux conclusions suivantes :

a) Par rapport à 1949, la productivité de la M.O.I. et de la M.O.E. est en progrès dans tous les secteurs de l'industrie minière du Congo.

L'augmentation du rendement de la M.O.I. est surtout importante dans les exploitations du Sud-Katanga, les exploitations de diamants du Lubilash au Kasaï et les exploitations de charbon à la Luena. Pour les autres secteurs, l'augmentation du rendement se situe à plus ou moins 10 %.

Les causes de cette augmentation de rendement ont déjà été exposées précédemment. Il suffit de rappeler que la mécanisation, l'organisation du travail, la formation et la surveillance du personnel indigène en sont les principaux facteurs.

Au Ruanda-Urundi, nous constatons également une augmentation du rendement de la main-d'œuvre dans les différents secteurs de l'industrie minière. Les progrès sont moins marqués qu'au Congo belge. Une sérieuse amélioration peut encore être apportée à la productivité de la main-d'œuvre occupée dans les mines du Ruanda-Urundi, mais l'absence de force motrice abondante et bon marché est un sérieux handicap au développement de la mécanisation et de la production.

b) Au Congo belge, c'est la M.O.I. employée dans les exploitations de diamants du Kasaï à Tshikapa, qui produit la valeur la moins élevée. Comme nous l'avons déjà expliqué pour l'année 1949, ce fait est dû à la nature des gisements alluvionnaires qui sont relativement peu importants, assez dispersés et ne se prêtent pas à une mécanisation poussée. Un sérieux effort a cependant été fait par l'exploitant pour la rationalisation des travaux, ce qui se traduit par une augmentation de 10 % du rendement de la M.O.I.

Vient ensuite la M.O.I. employée dans les exploitations alluvionnaires et éluvionnaires aurifères. Là également, la nature des gisements ne se prête pas toujours à l'introduction de la mécanisation. Par rapport à l'année 1949, il y a une augmentation de plus de 6 % du rendement en poids

Congo belge.

Substances extraites	Main-d'œuvre		Rendement annuel			
	M.O.E. totale	M.O.I. totale	M.O.E.		M.O.I.	
			kg	Valeur de réalisation en F	kg	Valeur de réalisation en F
Or alluvionnaire	259	50.167	26.04	1.459.800	0,206	11.565
Or filonien	98	7.859	41,81	2.544.400	0,521	29.255
Cassitérite, mixtes minerais associés	425	59.986	59.915	2.941.700	422	51.120
Charbon	18	928	8.887 T	2.906.100	172 T	56.567
Diamants du Lubilash	121	7.259	79.375 C	5.016.200	1.525 C	50.276
Diamants du Kasai ...	95	9.816	5.842 C	1.051.800	55 C	9.965
Cuivre, cobalt, manganèse, zinc, argent ...	1.447	16.425	241.761	4.242.500	21.298	573.756
Pour tout le Congo ...	2.459	112.440		5.475.500		75.589

Ruanda-Urundi.

Or	16	1.775	14,7	826.900	0,135	7.462
Cassitérite, mixte et minerais associés	98	11.796	25.950	1.916.500	216	15.922
Bastnaesite	1	135	54.000	2.160.000	406	16.241
Pour tout le Ruanda-Urundi	115	13.702		1.767.000		14.851

et une augmentation de près de 20 % du rendement en valeur.

Viennent ensuite la M.O.I. employée dans les exploitations aurifères filoniennes et la M.O.I. occupée dans les exploitations de cassitérite et de minerais associés. On peut s'attendre, dans ces deux secteurs, à ce que les progrès se poursuivent dans le cours des années à venir. La productivité de la M.O.I. occupée dans les exploitations de diamants de Lubilash est encore en sérieuse augmentation par rapport à l'année 1949. Le développement de la mécanisation explique les résultats obtenus.

Le rendement de la M.O.I. occupée au charbonnage de la Luéna a atteint 172 t par homme/an et ce rendement est encore en voie d'amélioration. Les résultats obtenus à l'Union Minière du Haut-Katanga sont en grande amélioration par rapport aux résultats de l'an passé. La productivité de la main-d'œuvre est à un niveau remarquable, même par comparaison avec les pays les plus avancés.

X. — RECAPITULATION

Le tableau suivant donne le relevé de la main-d'œuvre employée dans les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi à partir de l'année 1958.

De l'examen des chiffres ci-dessus, on peut tirer les conclusions suivantes :

a) Comme nous l'avons établi précédemment, l'année 1950 a vu par rapport à l'année 1958, une

Année	M.O.E.	M.O.I.
1958	2.261	149.981
1959	2.525	151.466
1940	2.295	165.897
1941	2.546	181.502
1942	2.574	192.861
1945	1.919	170.884
1944	1.980	159.598
1945	2.457	164.557
1946	2.152	158.900
1947	2.481	154.007
1948	2.692	146.512
1949	2.645	159.442
1950	2.600	128.826

augmentation très importante du volume de la production. Au point de vue main-d'œuvre recensée à la fin de l'année, nous constatons qu'en 1950, la M.O.E. est en nette augmentation par rapport à 1958, tandis que la M.O.I. est en importante diminution. Comme le volume de la production minière a tendance à augmenter dans le cours des années à venir et que d'autre part la mécanisation des chantiers s'étend progressivement, on peut s'attendre à une augmentation de la M.O.E. occupée dans les mines et les usines métallurgiques qui en dépendent, tandis que la M.O.I. diminuera progressivement.

b) Si l'on examine les variations de la M.O.E. et de la M.O.I. entre les années 1938 et 1950, on voit que les années de guerre, surtout 1943 et 1944, ont vu une diminution nette de la main-d'œuvre européenne occupée, par suite de la mobilisation des jeunes éléments et l'arrêt de certaines mines non indispensables à l'effort de guerre (spécialement les exploitations aurifères après 1941). La relève de cette main-d'œuvre européenne a pu être assurée pendant la durée de la guerre, mais est devenue plus facile dès l'année 1947.

Pour la M.O.I., nous constatons au contraire que, pendant la durée de la guerre, il y a eu un fort gonflement des effectifs, suite à l'effort fait pour le développement de certaines productions essentielles, tels l'étain et les minerais associés. L'an-

née 1942 est surtout caractéristique à ce point de vue. Dès la fin de la guerre, les effectifs de main-d'œuvre indigène diminuent fortement, ce qui coïncide avec une diminution de la production dans certains secteurs (or et étain par exemple). La production se relève progressivement surtout depuis 1948 et devrait tendre à provoquer un gonflement des effectifs. Cette tendance a cependant été combattue très efficacement par le développement de la mécanisation et l'utilisation plus rationnelle de la main-d'œuvre.

Léopoldville, le 12 juillet 1951.
Le Directeur-Chef de Service,
A. VAES.

Communications

Prix et Bourses de la Revue du Nickel.

Le Centre d'Information du Nickel nous communique l'avis suivant :

Pleinement conscient de l'importance que comporte la recherche scientifique pour l'industrie, le Centre d'Information du Nickel met à la disposition du Comité de rédaction de la Revue du Nickel, pour une période de trois ans, deux prix annuels d'une valeur de 100.000 francs (1) chacun, dits « Prix de la Revue du Nickel » destinés à récompenser des travaux originaux théoriques ou pratiques concernant le nickel et ses alliages. De même, nos bourses, d'une valeur globale annuelle de 300.000 francs seront décernées par le Comité de rédaction de la Revue du Nickel en vue de faciliter les recherches se rapportant aux mêmes sujets. Ces prix et ces bourses seront réservés aux candidats français et belges.

Règlement :

1. — Pendant trois ans, à partir de l'année 1952, la Revue du Nickel attribuera chaque année :

a. — Deux prix destinés à récompenser les travaux originaux se rapportant à des recherches théoriques ou pratiques sur le nickel ou ses alliages.

b. — Des bourses au nombre maximum de trois, destinées à faciliter les recherches concernant les mêmes sujets.

2. — La dotation annuelle globale pour l'ensemble des prix est fixée à 200.000 francs et pour l'ensemble des bourses à 300.000 francs.

3. — Le Jury est constitué par le Comité de rédaction de la Revue du Nickel. Le président du Jury est le président du Comité de Rédaction de la Revue du Nickel.

4. — Le Jury se réserve la faculté de n'accorder ni prix ni bourses ou de réduire le nombre ou la valeur des prix et des bourses si les mémoires présentés ou projets de recherches soumis à son examen lui paraissent être d'un intérêt insuffisant.

Les sommes non distribuées ne sont pas reportées sur les exercices suivants.

5. — Le dépôt des mémoires originaux en vue de concourir pour l'un des prix, ou des programmes de recherches en vue de bénéficier de l'une des bourses, doit être effectué au plus tard le 31 janvier de chaque année auprès du Secrétariat général du Centre d'Information du Nickel, 41, avenue de

Friedland, Paris (8^e) ou du Centre d'Information du Nickel, 22, place de Brouckère, à Bruxelles (Belgique).

6. — Les candidats doivent être de nationalité française ou belge à la date de leur candidature.

7. — Le jury prononcera les attributions des prix et des bourses à l'occasion de sa réunion annuelle au cours du printemps de chaque année. Les décisions du jury sont sans appel.

8. — Les versements en espèces relatifs aux bourses seront effectués par tiers à trois époques distinctes :

Le premier tiers dans le mois qui suit l'attribution de la bourse.

Le deuxième tiers après justification des premiers résultats obtenus.

Le troisième tiers après dépôt du mémoire définitif sur les travaux entrepris.

9. — La Revue du Nickel se réserve le droit de publier dans le délai d'un an, en partie ou en totalité, les mémoires originaux ayant fait l'objet de récompenses, soit au titre d'un prix, soit au titre d'une bourse. Passé ce délai, les mémoires seront rendus à leurs auteurs pour en disposer comme bon leur semblera.

10. — En cas de découverte brevetable, l'intéressé aura à veiller à la sauvegarde de ses droits.

Journées d'Etudes Internationales organisées par l'A.I.M. à l'occasion de son 65^e anniversaire.

Lundi 5 mai 1952.

10 heures. — Dans la salle des conférences de la Société Libre d'Emulation, place du Vingt Août, Liège.

1. Allocution de M. J. Nollet, Président Général de l'A.I.M.

2. Exposé introductif de M. H. Capiou, Directeur Général du Comptoir Belge des Charbons : « Le Marché des Combustibles Secondaires ».

3. Exposé introductif de M. E. Houbart, Administrateur Délégué du Groupe des Unions de Centrales Electriques : « Les Centrales Electriques devant le Problème Charbonnier ».

14 heures 30. — Visite guidée de la Foire Internationale de Liège.

17 heures. — Réception des participants par le Collège des Bourgmestre et Echevins de la Ville de Liège, à l'Hôtel de Ville.

(1) Le montant des prix est établi en francs français.

Mardi 6 mai 1952.

Travaux de la Section I, dans la salle de conférences de l'A.I.L.g., 12, quai Paul Van Hoegaerden, Liège.

9 heures 30 et 14 heures 30, « L'Electricité dans la Mine » : Président de séance : M. J. Venter ; Rapporteur spécial : M. Robert Dessard.

Travaux de la Section II ; dans la salle de conférences de l'A.I.M., 31, rue St-Gilles, Liège.

9 heures 30. — A. — Auxiliaires de Centrales : Président de séance : M. Serge Margoulies, Rapporteur spécial : M. R. Blareau.

14 heures 30. — B. — Conception des Salles de Commande et Contrôle : Président de séance : M. S. Margoulies, Rapporteur spécial : M. A. Huskin.

Mercredi 7 mai 1952.

Travaux de la Section III, dans la salle de conférences de l'A.I.M., 31, rue St-Gilles, Liège.

9 heures 30 et 14 heures 30. — « Utilisation Optimum des Produits de la Mine », Président de séance : M. E. Ubaghs, Rapporteur spécial : M. G. Van Antro.

En fin de séance : « Conclusions des Journées » par M. P. Fourmarier jr, président du Comité organisateur.

Au cours de ces journées, 30 rapports seront présentés par 5 Allemands, 1 Américain, 6 Anglais, 5 Français, 3 Hollandais, 17 Belges.

Les langues utilisées seront l'allemand, l'anglais et le français.

La collection complète des rapports sera envoyée avant le 1^{er} avril à toute personne inscrite avant cette date. Le montant de l'inscription donnant droit à la participation aux Journées et à la réception préalable des rapports d'une seule section (à désigner) est fixé à 500 francs belges. Les rapports des autres sections peuvent être obtenus moyennant un supplément de 125 francs belges par section.

Le paiement du droit d'inscription peut se faire par virement au C.C.P. 153.95 de l'A.I.M. chez la Banque de Bruxelles à Liège.

Tous renseignements complémentaires relatifs à l'organisation des Journées d'Etudes peuvent être demandés au Secrétariat de l'A.I.M. 31, rue St-Gilles, Liège — Tél. : 23.88.48.

INSTITUT BELGE DE NORMALISATION

Thermomètres enregistreurs à tension de vapeur pour pasteurisateurs de laiterie.

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la Norme Belge suivante :

NBN 262 — Thermomètres enregistreurs à tension de vapeur pour pasteurisateurs de laiterie.

La publication de cette norme fait suite à celle de NBN 258. — Thermomètres enregistreurs à mercure pour pasteurisateurs de laiterie, dont elle reprend les principes en les appliquant au cas particulier où le mécanisme du thermomètre est influencé par la pression d'une vapeur.

La norme NBN 262 peut être obtenue au prix de 15 fr. franco de port, contre paiement préalable au

crédit du compte postal N° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 262 ».

Céruse.

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la Norme Belge :

NBN 140 — Céruse.

Cette norme comprend trois parties :

— les deux premières parties sont respectivement consacrées aux spécifications et à l'échantillonnage de la céruse ;

— la troisième partie précise les méthodes de détermination suivantes : teneur en anhydride carbonique (CO_2) et calcul de la teneur en carbonate de plomb (PbCO_3) ; teneur en plomb total et calcul de la teneur en hydroxyde de plomb [$\text{Pb}(\text{OH})_2$] ; perte à 100° C ; teneur en matières solubles dans l'eau ; alcalinité ; refus au tamis ; absorption d'huile ; teinte ; pouvoir colorant ; pouvoir opacifiant.

La norme NBN 140 peut être obtenue au prix de 35 fr, franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal N° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 140 ».

Chauffage central, ventilation et conditionnement d'air.

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier une nouvelle norme belge intitulée :

NBN 263 — Chauffage central, ventilation et conditionnement d'air — Conditions acoustiques.

Cette norme n'est, en principe, applicable que pour des installations de ventilation et de conditionnement d'air ou pour des installations de chauffage central d'une puissance supérieure à 100.000 kilocalories par heure et à condition que le cahier spécial des charges (ou un autre document du contrat accepté par les deux parties) le stipule explicitement.

NBN 263 fait partie de la série de fascicules consacrés au domaine du chauffage central, de la ventilation et du conditionnement d'air et dont sont déjà publiés :

— norme NBN 252 — Tuyauteries et Appareils — Représentation et teintes conventionnelles sur les dessins ;

— projet NBN 256 — Méthode pour la détermination de l'émission calorifique des radiateurs ;

— projet NBN 257 — Conditions communes à tous les systèmes ;

— projet NBN 258 — Conditions particulières aux installations de chauffage central, à eau chaude, en liaison avec l'atmosphère.

Cette norme peut être obtenue au prix de 30 fr, franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 263 ».

Produits sidérurgiques.

L'Institut Belge de Normalisation vient de publier la Norme Belge :

NBN 150 — Produits sidérurgiques — Conditions générales techniques de livraison.

Cette norme avait déjà été publiée en 1946 sous forme d'édition provisoire.

Quelques modifications y ont été apportées et de nouvelles prescriptions y ont été ajoutées.

La norme contient des indications générales relatives aux conditions de réception, aux essais mécaniques, à l'analyse chimique, à la dimension du grain et aux défauts internes et externes des produits sidérurgiques.

NBN 150 peut être obtenue au prix de 10 fr. franco de port, contre paiement préalable au crédit du compte postal n° 635.10 de l'Institut Belge de Normalisation, avenue de la Brabançonne, 29, Bruxelles 4: Il suffit d'indiquer sur le talon du bulletin de virement ou de versement la mention : « NBN 150 ».

BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE

Zelfregistrerende dampspanningsthermometers voor pasteurisatietoestellen, gebruikt in zuivelfabrieken.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas de volgende Belgische Norm :

NBN 262 — Zelfregistrerende dampspanningsthermometers voor pasteurisatietoestellen, gebruikt in zuivelfabrieken.

De publicatie van deze norm volgt op deze van NBN 258 — Zelfregistrerende kwikthermometers voor pasteurisatietoestellen, gebruikt in zuivelfabrieken. Zij herneemt de principes van NBN 258 en past ze toe op het bijzonder geval waarin het mechanisme van de thermometer door dampspanning is beïnvloed.

NBN 262 is verkrijgbaar aan de prijs van 15 fr. portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credit van de postrekening N° 635.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « NBN 262 ».

Loodwit.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas de volgende Belgische Norm :

NBN 140 — Loodwit.

Deze norm bevat drie delen :

— de eerste twee delen zijn gewijd aan de specificaties respectievelijk de monsterneming van loodwit ;

— het derde deel preciseert de volgende bepalingsmethoden : gehalte aan koolzuur (CO_2) en berekening van het gehalte aan loodcarbonaat (PbCO_3); het totale loodgehalte en berekening van het gehalte aan loodhydroxyd [$\text{Pb}(\text{OH})_2$]; verlies bij 100° C; gehalte aan in water oplosbare stoffen; alkaliteit; zeefrest; olieopsorping; kleur; kleurvermogen; vermogen van ondoorzichtigheid.

NBN 140 is verkrijgbaar aan de prijs van 35 F. portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credit van de postrekening N° 635.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « NBN 140 ».

Centrale verwarming, luchtverversing en klimaatregeling.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas ter critiek een nieuwe Belgische norm met als titel :

NBN 265 — Centrale verwarming, luchtverversing en klimaatregeling - Acoustische eisen.

Deze norm is in principe, enkel van toepassing op luchtverversings- en klimaatregelingsinstallaties, of op centrale verwarmingsinstallaties met een vermogen van meer dan 100.000 kilocalorieën per uur en op voorwaarde dat het bijzonder bestek (of een ander document van het door beide partijen aangenomen contract) zulks uitdrukkelijk bedingt.

NBN 265 maakt deel uit van de reeks werkjes, gewijd aan de centrale verwarming, luchtverversing en klimaatregeling en waarin reeds gepubliceerd werden :

- norm NBN 252 — Pijpleidingen en Toebehoren- Conventionele voorstelling en kleuren op de tekeningen ;
- ontwerp NBN 256 — Beproevingmethode voor de bepaling van de warmte-afgifte van radiatoren ;
- ontwerp NBN 257 — Gemeenschappelijke eisen voor alle systemen ;
- ontwerp NBN 258 — Bijzondere eisen voor centrale verwarmingsinstallaties met warm water in verbinding met de lucht.

Deze norm is verkrijgbaar aan de prijs van 50 F. portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credit van de postrekening N° 635.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin moet enkel vermeld worden : « NBN 265 ».

IJzer- en staalproducten.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceerde zopas de Belgische Norm :

NBN 150 — IJzer- en Staalproducten — Algemene Technische Leveringsvoorwaarden.

Deze norm was reeds in 1946 onder vorm van een voorlopige uitgave gepubliceerd.

Er werden een paar wijzigingen en nieuwe voorschriften aan toegevoegd.

De norm bevat algemene aanduidingen betreffende leveringsvoorwaarden, mechanische proeven, chemische analyse, korrelgrootte en inwendige en uiterlijke gebreken van de ijzer- en staalproducten.

NBN 150 is verkrijgbaar tegen de prijs van 10 F. portvrij, tegen voorafgaande betaling op het credit van postrekening n° 635.10 van het Belgisch Instituut voor Normalisatie, Brabançonnellaan, 29 — Brussel 4. Op het strookje van het stortings- of overschrijvingsbulletin dient enkel vermeld : « NBN 150 ».

MATERIEL MINIER

Transporteurs Blindés
«Westfalia»

Transporteur Blindé et
Rabat Rapide «Westfalia»

Ralentisseurs à Disques
«Westfalia»

Chargeuses «Westfalia»

Descenseurs Hélicoïdaux
«Westfalia»

Treuil Lourds Electriques
«Westfalia»

Machines «Westfalia» pour
le nettoyage des berlines.

Moteurs à Engrenages
Obliques «Westfalia»

POUR UN MEILLEUR RENDEMENT



GEWERKSCHAFT EISENHÜTTE
WESTFALIA LÜNEN
WETHMAR, POST LÜNEN / ALLEMAGNE

REPRESENTANT GENERAL EN BELGIQUE

PAUL PLANCQ

47, RUE SYLVAIN GUYAUX, LA LOUVIERE

POUR VOTRE SOUTÈNEMENT METALLIQUE

LA **BELE** ARTICULEE

REPPPEL

DORTMUND

AGENT GENERAL EN BELGIQUE :

PAUL PLANCQ

47, RUE SYLVAIN GUYAUX, 47 — LA LOUVIERE

SPECIALITE DES APPAREILS DE MINES ET CARRIERES

A. G. D.

Ateliers GENARD-DENISTY

CHATELINAU (Belgique) -- Tél. Charleroi 300.41-301.40

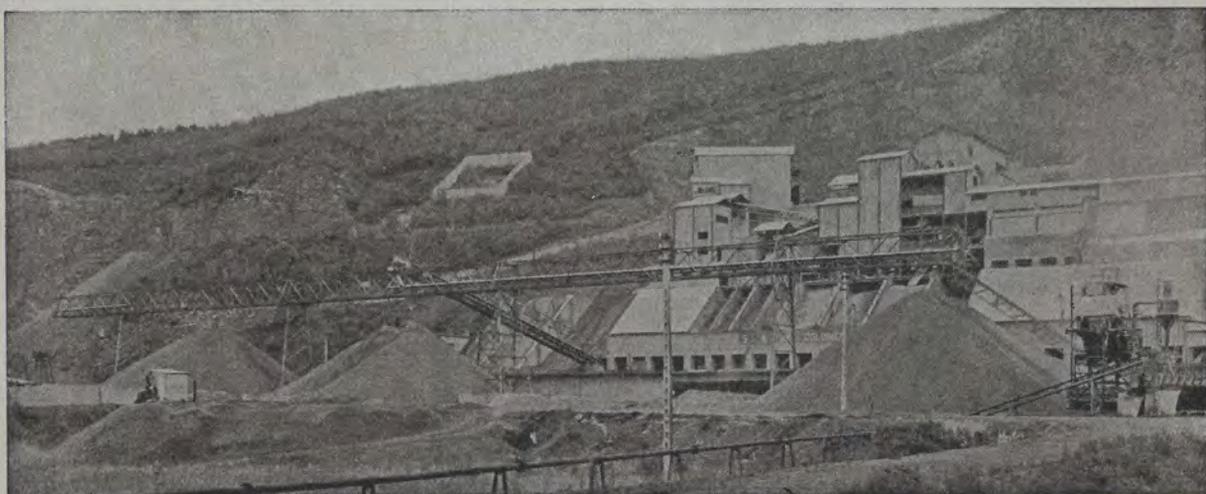


TOUTE LA MECANISATION
DU FOND ET DE LA SURFACE
BROYAGE - CONCASSAGE
TOUS LES APPAREILS
DE MANUTENTION MECANIQUE

INSTALLATIONS DU FOND

Convoyeurs à courroie pour voies et tailles. - Transporteurs blindés à courroie. - Treuils. - Descenseurs verticaux. - Trainages mécaniques. - Encagement et déchargement 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 bouvaux. - 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