

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

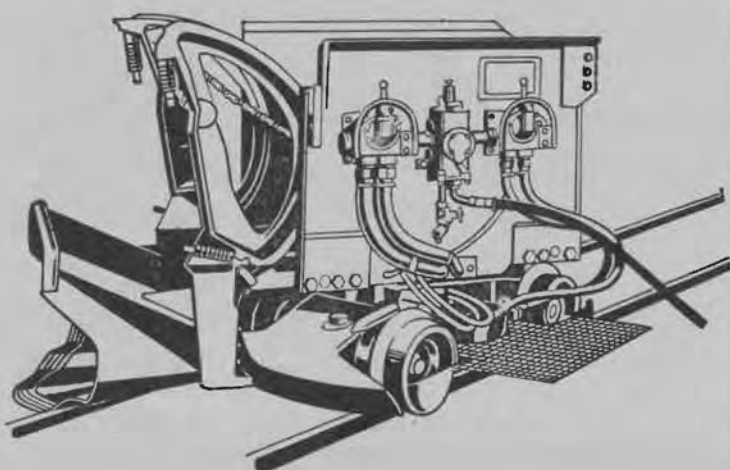
Directie - Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban — TEL. (04)32.21.98

Renseignements statistiques. — H. Labasse : Les pressions de terrains dans les mines de houille. Le contrôle du toit. — Service Géologique de Belgique : Carte des mines du Bassin houiller de la Campine. Commentaires par A. Delmer. — Aardkundige Dienst van België : Mijnskaart van het Kempens kolenbekken. Commentaar van A. Delmer. — I. Ots : Evolution de l'électrification au fond des mines, passée et future. — A. Vandenheuvel : Statistique sommaire 1962 - Beknopte statistiek 1962. Inichar : Revue de la littérature technique.

LE MATÉRIEL DE PERFORATION ET DE CHARGEMENT POUR VOS BOUEAUX ET VOIES DE CHANTIER



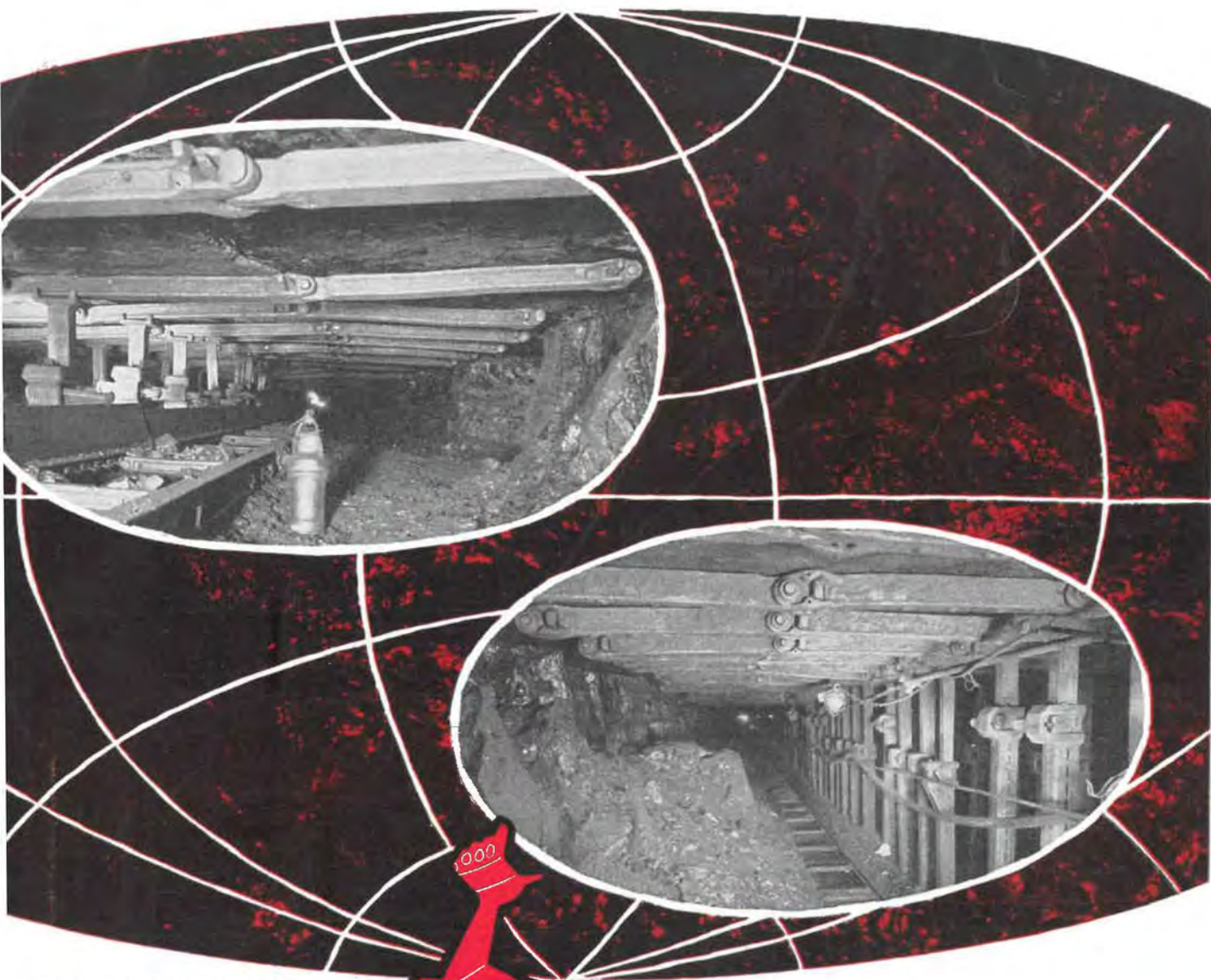
- La chargeuse type "LM 56"
la plus maniable de sa catégorie et présentant le meilleur rapport puissance/poids.
- Le marteau perforateur "PANTHÈRE"
Ce nouveau perforateur, à haut rendement, vous assure des vitesses de perforation inégalées.
- Fleurets ^{SANDVIK} *Coromant*
réputés et appréciés par l'exploitant le plus exigeant.

Atlas Copco Les spécialistes
de l'air comprimé

ATLAS COPCO BELGIQUE S.A.
44-46, chaussée d'Anvers, Bruxelles 1.
Tél. 02/18.45.45

Agences régionales:
Anvers, Charleroi, Izegem, Liège, Luxembourg.





REVERSIBILITE
SECURITE
ROBUSTESSE

BÈLES

GROETSCHHEL

Existent
en plusieurs profils
et en toutes longueurs.



P 1273



Agents exclusifs :



DEHEZ

Machines pour Mines

S.P.R.L. LEOP.

97, avenue Defré - BRUXELLES 18

Téléphones : (02) 74.58.40 & 74.24.80

TABLE DES ANNONCES

<i>A.C.E.C.</i> — Six usines spécialisées	XIII	<i>Debez (Ets Léopold).</i> — Machines pour mines	I
<i>A.S.E.A.</i> — Treuils de mines	4 ^e couv.	<i>G.H.H.</i> — Etude et réalisation de sièges d'extraction complets	VI
<i>Ateliers & Chantiers de la Manche.</i> — Soutènement marchant	V	<i>Latch et Bachelor (Cie MECO-Paris).</i> — Attaches pour câbles RELIANCE	VIII
Pousseurs hydrauliques	VII	<i>Pieux Franki.</i>	III
<i>Atlas Copco.</i> — Air comprimé	2 ^e couv.	<i>Rheinstaht Wanheim.</i> — Etançons à quatre faces de serrage	3 ^e couv.
<i>Ballings (Etablissements Anthony).</i> — Appareils de sauvetage et de sécurité	X	<i>S.E.A. (Société d'Electronique et d'Automatisme - Représentant : Ets Beaupain - Liège).</i> — Matériel téléphonique Généphone	XII
<i>Brasseur (Ateliers).</i> — Ravanceurs hydro-électriques	VII	<i>Secoma.</i> — Matériel d'exploitation minière	IX
<i>Compagnie Auxiliaire des Mines.</i> — Eclairage de sûreté pour mines	IV	<i>Sedis (Distributeur : Ets Vermeire - Verriers).</i> — Chaînes à haute résistance	XI
<i>Conreur-Ledent.</i> — Matériel d'agglomération	V	<i>Smet, S.A.</i> — Forages, puits pour le captage des eaux	VII
<i>Cribla, S.A.</i> — Appareils de manutention et de préparation - Entreprises générales	IV		



Pas de chantier de fondations trop grand ou trop petit pour Franki



Silo à ciment, à Sète (France) - 96 pieux Franki.

Silos à grains, à Geraldton (Australie) - 1 091 pieux Franki.

FRANKI LA PLUS GRANDE ORGANISATION
MONDIALE DE FONDATIONS

S. A. PIEUX FRANKI - 196, rue Grétry, LIÈGE (Belgique)

CRIBLA S.A.

12, boulevard de Berlaimont, BRUXELLES 1

Tél. 18.47.00 (6 lignes)

MANUTENTION - PREPARATION

**MINERAL - CHARBON
COKE - CIMENT - etc.**

ENTREPRISES GENERALES

mines - carrières - industrie

ETUDES ET INSTALLATIONS INDUSTRIELLES COMPLETES

COMPAGNIE AUXILIAIRE DES MINES

Société Anonyme

26, rue Egide Van Ophem, BRUXELLES 18

Téléphones : 44.27.05 - 44.67.14

Reg. du Com. Bruxelles : 580

x

ECLAIRAGE DE SURETE POUR MINES

Lampes de mineurs, à main et au casque -
Lampes électropneumatiques - Lampes de
signalisation à téléphone - Armatures
antigrisouteuses.

EXPLOSIMETRES - GRISOUMETRES FLASH ELECTRONIQUES

ECLAIRAGE PUBLIC ET INDUSTRIEL

Luminaires sur poteaux, potence et câble -
Lanternes et Plafonniers - Armatures
résistant aux acides - Armatures étanches.

INCANDESCENCE - FLUORESCENCE VAPEUR DE MERCURE - SODIUM

LES EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES R. LOUIS

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

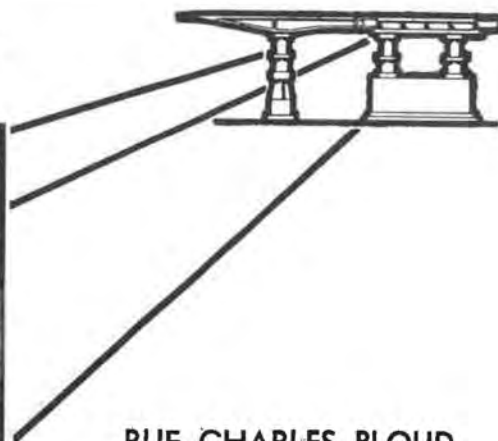
rue Borrens, 37-41, Bruxelles 5

Téléphones : 48.27.84 - 47.38.52

ATELIERS & CHANTIERS DE LA MANCHE



PILES HYDRAULIQUES DE SOUTÈNEMENT MARCHANT



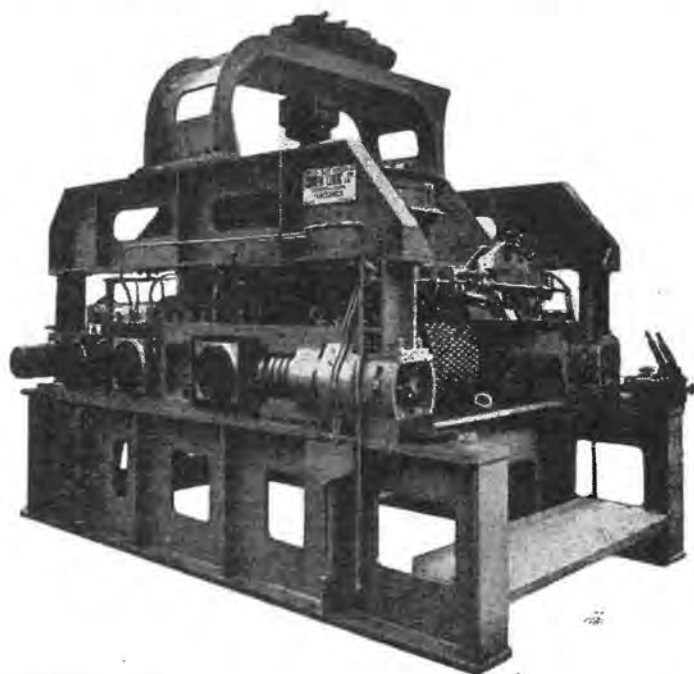
RUE CHARLES BLOUD
DIEPPE

Seine Maritime
FRANCE
Tél. : 84.26.30

Licence GULLICK
FRANCE - BELGIQUE

Ateliers de Raismes (Nord) fondés en 1859

CONREUR - LEDENT & C^{IE}



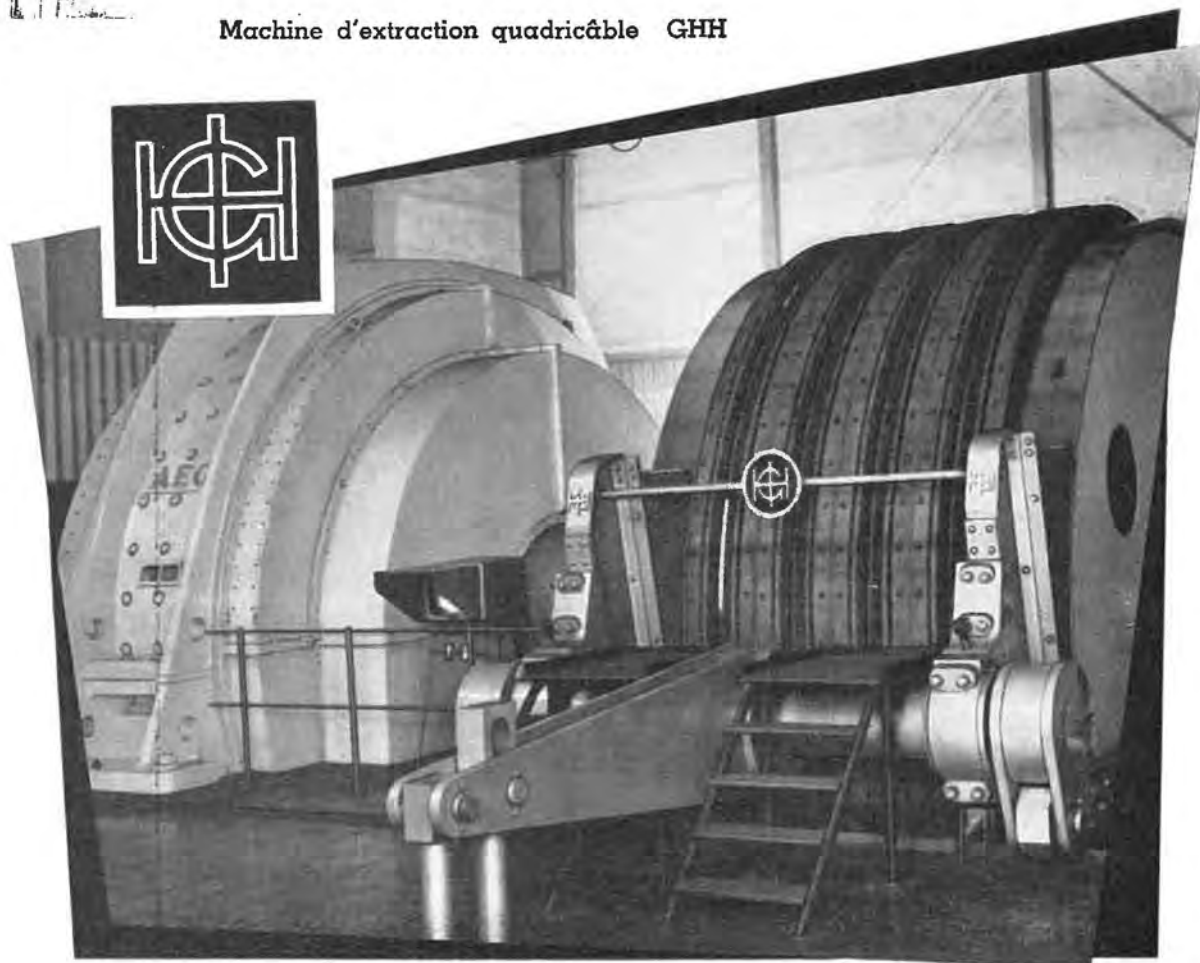
**TOUT LE MATERIEL
D'AGGLOMERATION
PRESSES A BOULETS
DE TOUTES PRODUCTIONS**

•
**PRESSES A BRIQUETTES
SECHEURS - BROYEURS
DOSEURS - APPAREILS
DE MANUTENTION**

•
**FRETTES MOULEUSES DE RECHANGE DE PRESSES
A BOULETS POUR BOULETS ORDINAIRES OU
POUR BOULETS RATIONNELS BREVETES S. G. D. G**

•
**CRIBLES VIBREURS
MECANIQUE GENERALE**

**MATERIEL DE MINES
TAILLAGE D'ENGRENAGES - LIMES**



Etude et réalisation de sièges d'extraction complets

Chevalements
Tours d'extraction
Molettes
Machines d'extraction,
mono- et multicâble
Attaches de câble
Cages et Skips
Circuits de roulage
Sas à air
Berlines de grande capacité
Soutènement métallique,
pour tailles et galeries
Turbocompresseurs
Compresseurs hélicoïdaux

GUTEHOFFNUNGSHÜTTE

STERKRADE AKTIENGESELLSCHAFT · USINES DE STERKRADE · ALLEMAGNE

Agents exclusifs Belgique
et Congo

S. A. SABEMI, 36, place du 20 août, Liège - Tél. 23.27.71 - 32.10.37



Forages jusqu' à
2.500 m

Puits pour le
captage d'eau

Rabattement de la
nappe aquifère

Boringen tot
2500 m

Waterputten

Droogzuigen



DESSEL
TEL. 014-373.71 (5 L)

BRASSEUR

184, avenue de Liège

VALENCIENNES (Nord) FRANCE

Téléphone : 46.43.47 - 46.43.66

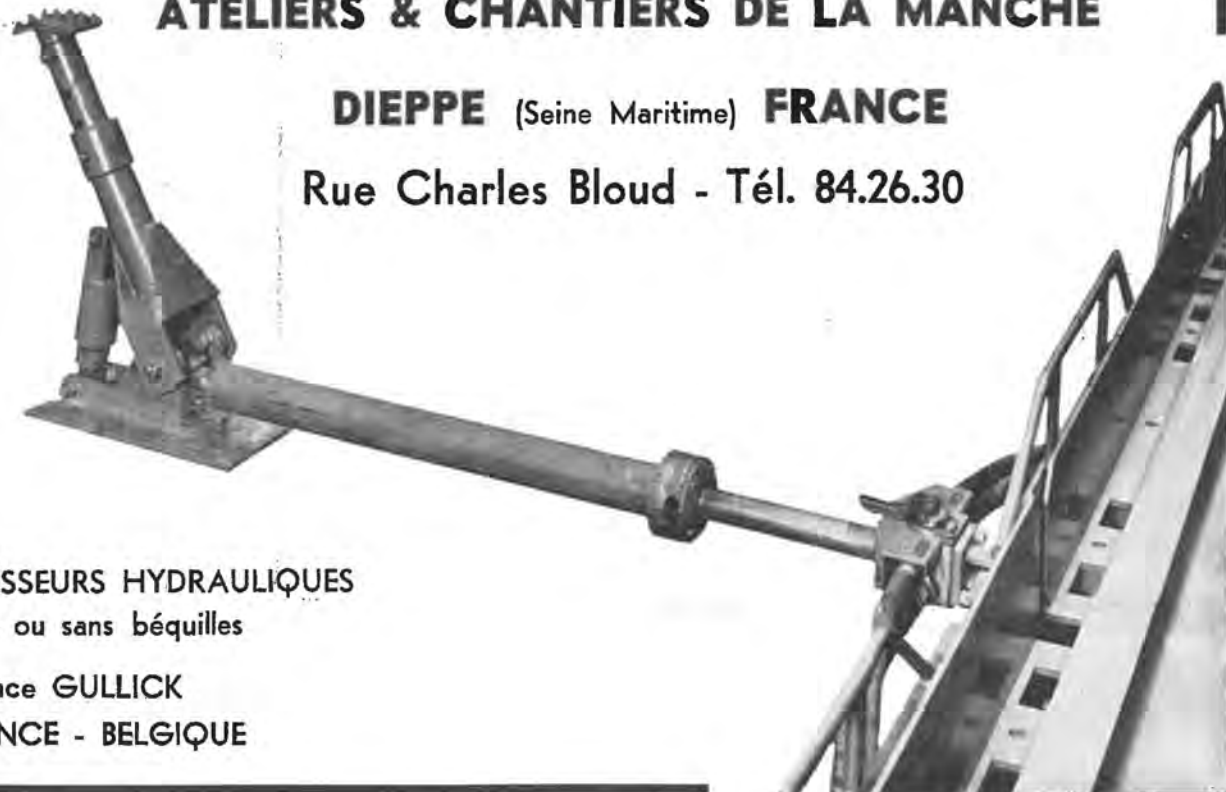
TREUILS DE HALAGE ET DE RACLAGE
RAVANCEURS - POUSSEURS DE BERLINES
MOTEURS A AIR COMPRIME
TREUILS DE BURE
EQUIPEMENT DE RECETTE
MATERIEL DE MANUTENTION
ENGINEERING et
INSTALLATIONS AUTOMATIQUES

42 ANS D'EXPERIENCE
A VOTRE SERVICE

ATELIERS & CHANTIERS DE LA MANCHE

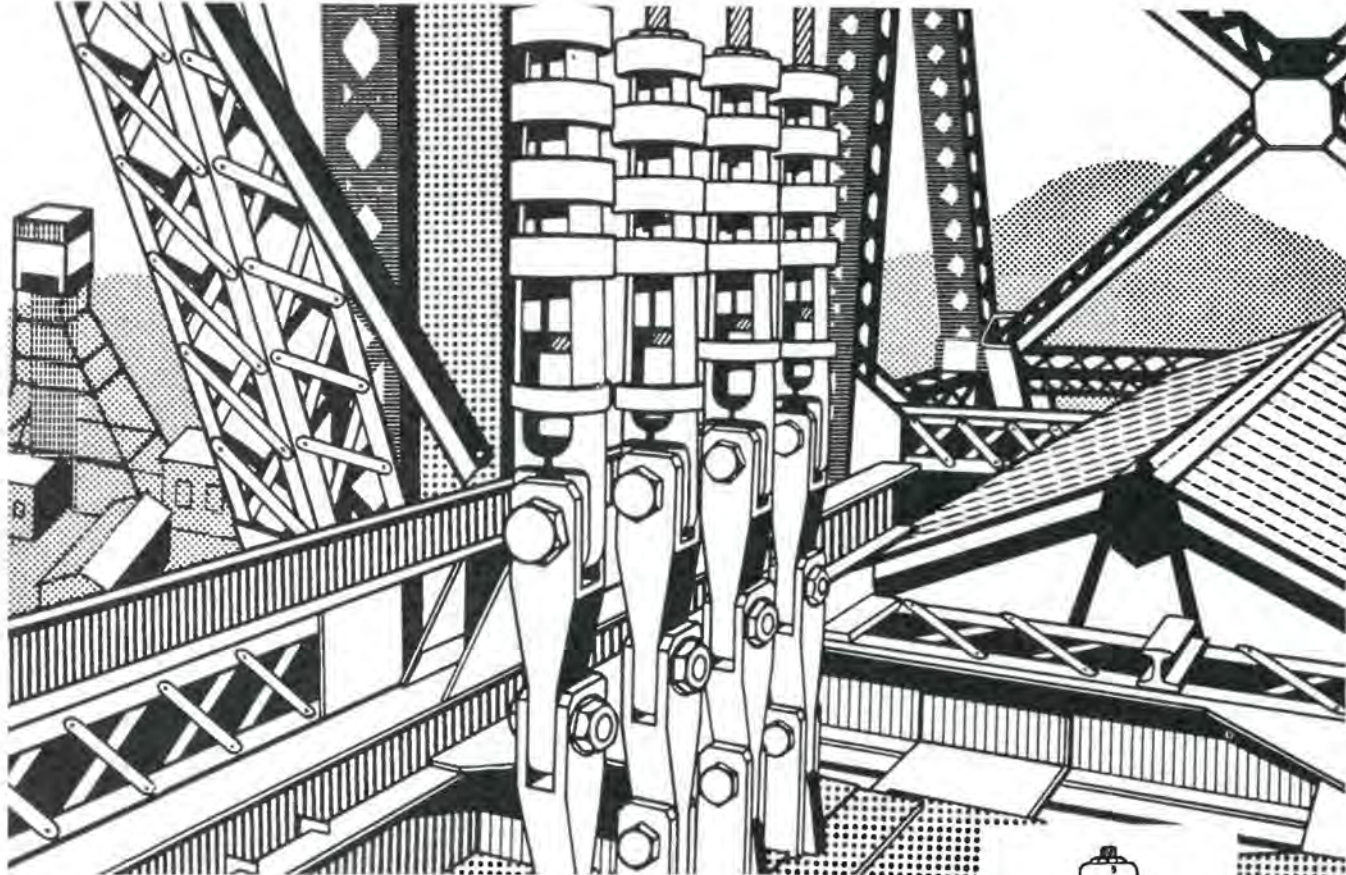
DIEPPE (Seine Maritime) FRANCE

Rue Charles Bloud - Tél. 84.26.30



POUSSEURS HYDRAULIQUES
avec ou sans béquilles

Licence GULLICK
FRANCE - BELGIQUE



“RELIANCE”

LES ATTACHES «RELIANCE» SONT EMPLOYEES DANS LES MINES DU MONDE ENTIER POUR LES : CABLES D'EXTRACTION ET DE TRAINAGE, CABLES D'EQUILIBRE, CABLES DE GUIDAGE ET DE FROTTEMENT, INSTALLATIONS AERIENNES ET POUR TOUT GENRE D'ANCRAGE OU DE MANOEUVRE DE CABLES.

Nous établissons et remettons des projets complets pour tout système d'extraction par machine à tambour ou Poulie KOEPE mono ou multi-câble, et pour tout problème de suspension et de tension des câbles guides par ressort ou contrepoids

Nos Ingénieurs sont à votre disposition pour surveiller l'installation de notre matériel dans toute partie du monde.

Catalogues, gravures et documentation technique sont envoyés sur demande.



**RELIANCE ROPE
ATTACHMENT
COMPANY LIMITED**

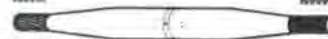
27 · PARK PLACE · CARDIFF · GT. BRITAIN
TELEPHONE CARDIFF 22506/7 · TELEGRAMS 'RELYCO' CARDIFF



Attache pour
câble d'extraction



Attache de suspension
de câble guide
à siège sphérique



Attache pour
câble aérien

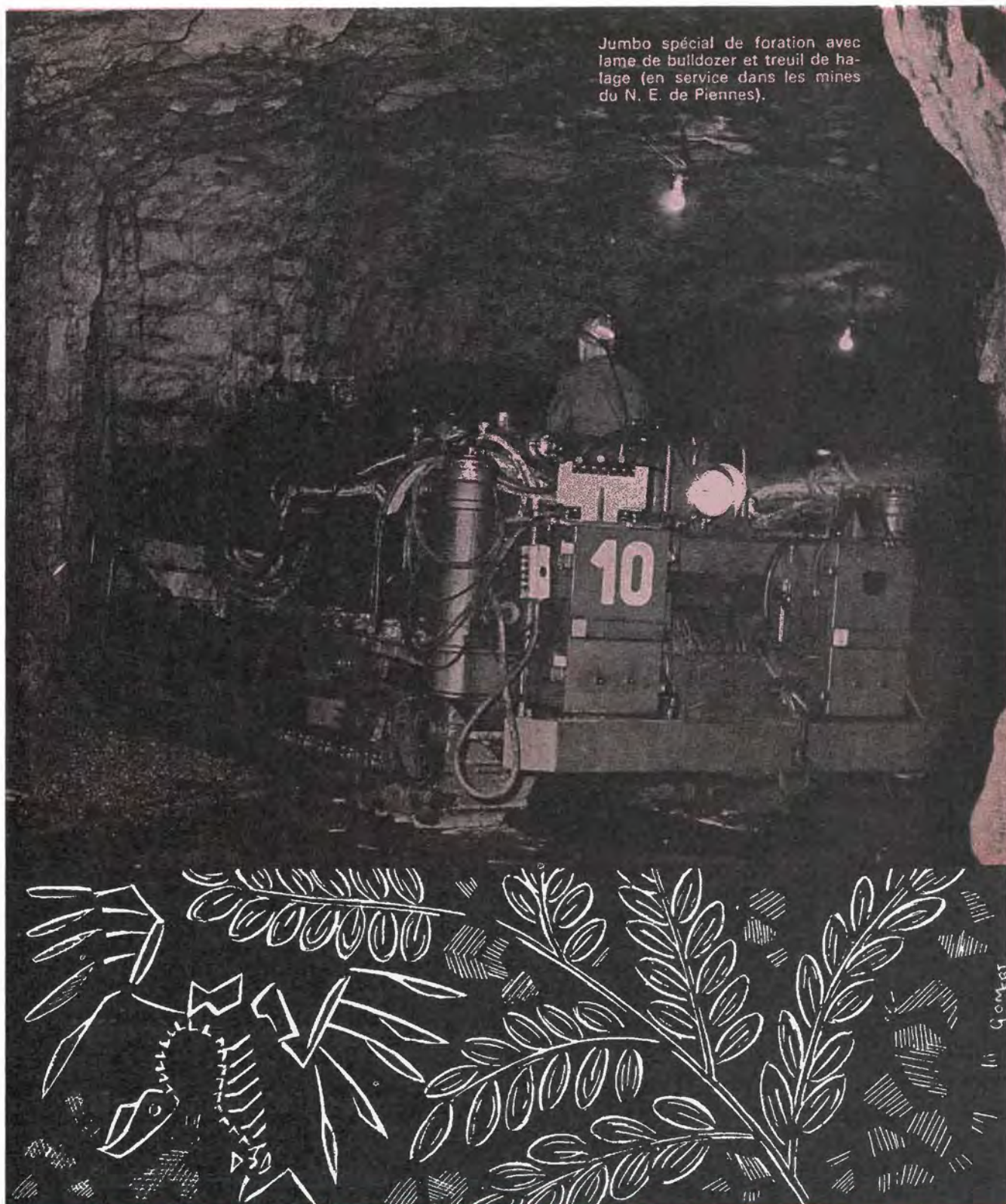
Représentants pour la Belgique et la République du Congo ; la France et l'Espagne :

COMPAGNIE MECO
15, place de la Madeleine, PARIS 8^e

Tél. : ANJ 01-15

Télégrammes : DEGURREY PARIS

Jumbo spécial de foration avec
lame de bulldozer et treuil de ha-
lage (en service dans les mines
du N. E. de Piennes).



650 appareils en service dans le monde

Secoma

SIÈGE SOCIAL ET USINE :
274, COURS EMILE-ZOLA
VILLEURBANNE (Rhône) FRANCE

Tél. : 84 - 74 - 01 (3 lignes groupées)

AGENCE PARIS ET EXPORTATION
89, rue du Faubourg St-Honoré — PARIS (8^e)
Tél. : BALzac 38 - 05 (3 lignes groupées)

PUBLICENTRE S.A. FRANCE



agrégation = légalité

qualité = sécurité

expérience = garantie

EXCLUSIVITE



BELGIQUE, GRAND-DUCHE,
REPUBLIQUES CENTRALES
AFRICAINES

S. A.
ANCIENS

Ets ANTHONY BALLINGS

6, avenue Georges Rodenbach - Bruxelles 3 - Tél. : 15.09.12 - 15.09.22

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

N° 6 — Juin 1963

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

Nr 6 — Juni 1963

Direction-Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie-Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	678
AVIS RECTIFICATIF : Le soutènement mécanisé hydraulique Westfalia en 1963, par J. MINNE	683

MEMOIRE

H. LABASSE. — Les pressions de terrains dans les mines de houille. — Le contrôle du toit	685
---	-----

SERVICE GEOLOGIQUE DE BELGIQUE — AARDKUNDIGE DIENST VAN BELGIE

Carte des mines du Bassin houiller de la Campine. — Commentaires par A. DELMER	739
Mijnkaart van het Kempens kolenbekken. — Commentaar van A. DELMER	739

NOTES DIVERSES

I. OTS. — Evolution de l'électrification au fond des mines, passée et future	755
---	-----

STATISTIQUES — STATISTIEKEN

A. VANDENHEUVEL. — L'industrie charbonnière belge pendant l'année 1962. — Statistique sommaire et résultats provisoires	768
De belgische steenkolenmijnbouw tijdens het jaar 1962. — Beknopte statistiek en voorlopige uitslagen	768

BIBLIOGRAPHIE

INiCHAR. — Revue de la littérature technique	793
Divers	810

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIES
BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5
Rue Borrens, 37-41 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

BASSINS MINIER MIJNBEEKS Périodes Perioden	Production nette Netto-produktie t	Consommation propre Fournit. au personnel Eigen verbruik Leveringen aan pers. t	Stocks Voorraden t	Jours ouvrés Gewerkte dagen	PERSONNEL — PERSONEEL													Grisou capté et valorisé Opgevangen en gevaloriseerd mijn gas m³ - 8.500 kcal 0° C - 760 mm Hg
					Nombre d'ouvriers Aantal arbeiders		Indices - Indices			Rendement (kg) Rendement (kg)		Présences (1) Aanwez. (%)		Mouvm. main-d'œuvre Werkkrachten schomm.				
					Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Taille Pijler	Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Belges Belgen	Etrangers Vreemdel.	Total Totaal		
Borinage-Centre - Borinage-Centrum Charleroi - Charleroi Liège - Luik Kempens - Campine	273.970 506.332 286.324 950.390	23.879 49.714 25.248 74.189	425.736 314.706 103.552 450.382	24,28 24,69 23,89 23,15	7.026 12.980 8.919 21.399	9.651 18.202 12.236 29.067	0,238 0,247 0,268 0,174	0,631 0,639 0,752 0,515	0,888 0,924 1,047 0,699	1.584 1.564 1.330 1.884	1.118 1.073 947 1.430	75,70 77,83 80,06 89,64	78,53 80,06 81,86 90,91	+ 4 + 72 + 41 + 81	— 30 + 51 + 116 + 2	— 26 + 123 + 157 — 79	3.666.079 2.945.751 — 1.080.170	
Le Royaume - Het Rijk	2.017.016	173.030 (4)	1.294.376	23,87	49.738	68.196	0,215	0,596	0,831	1.658 ^(a)	1.181 ^(a)	82,66	84,46	— 46	— 93	— 139	7.692.000 (2)	
1962 Décembre - December Novembre - November Janvier - Januari M.M.	1.756.108 1.921.927 1.924.220 1.768.804	133.021 (4) 137.349 167.936 124.240	1.350.544 1.642.344 4.143.035 1.350.544	20,39 22,72 23,63 21,56	49.355 50.001 50.225 52.028	67.643 68.598 69.558 71.198	0,212 0,218 0,236 0,224	0,584 0,599 0,627 0,610	0,813 0,828 0,874 0,853	1.692 1.651 1.577 1.624	1.206 1.185 1.122 1.156	83,88 83,00 81,15 81,17	85,81 85,22 83,56 83,82	— 207 — 176 — 1226 + 410	+ 312 + 428 — 397 + 2	— 519 + 252 — 1623 — 408	6.285.045 (2) 6.306.740 (2) 7.022.418 (2) 5.848.183	
1961 id. 1960 id. 1959 id. 1958 id. 1956 id. 1954 id. 1952 id. 1948 id. 1938 id. 1913 id.	1.794.661 1.872.443 1.896.397 2.255.186 2.455.079 2.437.393 2.532.030 2.224.261 2.465.404 1.903.466	143.935 (4) 176.243 237.309 258.297 254.456 270.012 199.149 229.373 205.234 187.143	4.378.050 6.606.610 7.494.140 6.928.346 179.157 2.806.020 1.678.220 840.340 2.227.260 955.890	21,40 20,50 18,73 21,27 23,43 24,04 24,26 24,42 24,20 24,10	45.571 51.143 59.035 76.964 82.537 86.378 98.254 102.081 91.945 105.921	63.935 71.460 81.701 104.669 112.943 124.579 135.696 145.366 131.241 146.084	0,246 0,268 0,31 0,34 0,35 0,38 0,40 — — —	0,649 0,700 0,79 0,87 0,86 0,91 0,96 1,14 0,92 1,37	0,916 0,983 1,10 1,19 1,19 1,27 1,34 1,64 1,33 1,89	1.541 1.430 1.262 1.153 1.156 1.098 1.042 878 1.085 731	1.092 1.018 907 842 838 787 745 610 753 528	80,82 81,18 85,35 85,92 84,21 83,53 84,21 81,00 — — —	83,62 83,70 87,24 87,80 86,29 85,91 86,29 81,00 — — —	— 356 — 753 — 739 — 141 — 357 — 63 — 97	— 550 — 745 — 825 — 802 — 300 — 528 — 7	— 906 — 1498 — 1564 — 943 — 657 — 591 — 104	5.691.675 5.702.727 7.199.477 8.113.307 7.443.776 4.604.060 3.702.887	
1963 Semaine du 2 au 8 septembre Week van 2 tot 8 september	400.593	—	469.804	5,13	48.809	66.963	—	0,631	0,876	1.586	1.141	78,00	81,00	—	—	— 22	—	

N. B. — (1) Depuis 1954 ne concerne que les absences individuelles. — Sedert 1954, betreft alléén de individuele afwezigheden.

(2) Dont moins de 2,5 % non valorisés. — Waarvan minder dan 2,5 % niet gevaloriseerd.

(3) Surveillance et maîtrise exclues, les rendements deviennent : Fond : 1.833 ; fond et surface : 1.293. — Toezichts- en kaderpersoneel weggelaten, worden de rendementen : ondergrond : 1.833 ; onder- en boven-
grond : 1.293.

(4) Ne comprend plus le charbon transformé en électricité fournie à des tiers. — Begrijpt de kolen niet meer verbruikt tot het opwekken van elektriciteit verkocht aan derden.

BELGIQUE
BELGIEFOURNITURE DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES
LEVERING VAN BELGISCHE STEENKOLEN AAN DE VERSCHIEDENE ECONOMISCHE SECTORSJANVIER 1963
JANUARI 1963

PERIODES PERIODEN	Secteur domestique Huiselijke sector en kleinbedrijf	Administrations publiques Openbare diensten	Cokerie Cokesfabrieken	Fabriques d'agglomérés Agglomeratenfabr.	Centrales électriques Elektrische centrales	Sidérurgie Ijzer- en staal- nijverheid	Construct. métall. Metaalconst.- bedrijven	Métaux non ferreux Non-ferro metalen	Ind. chimique Chemische nijverh.	Chimies de fer et Vicinax Spoor- en Buur- spoorwegen	Textiles Textielnijverheid	Industrie allim. Voedingsnijverheid	Mat. de constr., verre, céramique Bouwmat., glas, keramiek	Cimenteries Cementbedrijven	Papeteries Papierenijverheid	Autres industries Andere bedrijven	Exportation Uitvoer	Total du mois Tot. v. d. maand
1963 Janvier - Januari	442.483	18.226	621.875	161.706	291.113	9.561	17.369	15.947	24.321	59.769	6.434	12.914	22.598	21.111	15.831	18.376	46.544	1.806.178
1962 Décembre - December	280.229	17.830	556.958	140.161	367.758	9.021	12.279	20.656	21.734	45.132	3.907	10.778	24.037	59.109	14.127	16.129	196.008	1.795.853
Novembre - November	304.488	15.959	618.918	151.236	385.207	9.036	11.164	25.210	25.367	37.395	3.293	17.679	27.579	62.036	14.873	16.379	179.352	1.905.351
Janvier - Januari	299.452	24.466	606.475	125.318	355.541	9.328	15.453	28.582	26.597	61.138	5.951	13.033	21.857	59.158	14.885	29.152	242.486	1.938.872
M.M.	278.231	13.871	597.719	123.810	341.233	8.112	10.370	21.796	23.376	45.843	3.686	17.082	26.857	65.031	13.549	20.128	223.832	1.854.526
1961 M.M.	260.895	13.827	608.290	122.159	344.485	8.240	8.989	33.515	22.660	54.590	6.120	18.341	29.043	61.957	13.381	22.202	237.800	1.836.494
1960 M.M.	266.847	12.607	619.271	84.395	308.910	11.381	8.089	28.924	18.914	61.567	6.347	20.418	38.216	58.840	14.918	21.416	189.581	1.770.641
1959 M.M.	255.365	13.537	562.701	78.777	243.019	10.245	7.410	24.783	25.216	64.286	4.890	17.478	38.465	45.588	13.703	26.685 (1)	179.876	1.612.024
1958 M.M.	264.116	12.348	504.042	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.316 (1)	226.496	1.537.155
1956 M.M.	420.304	15.619	599.722	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	32.328 (1)	353.828	2.224.332
1954 M.M.	415.609	14.360	485.878	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	31.745 (1)	465.071	2.189.610
1952 M.M.	480.657	14.102	708.921 (1)	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

N. B. — (1) Y compris le charbon fourni aux usines à gaz. — Daarin begrepen de steenkolen aan de gasfabrieken geleverd.

GENRE PERIODE AARD PERIODE	Fours en activité Ovens in werking		Charbon - Steenkolen (t)				Huilen combustibles Stookolie (t)	COKES - COKES (t)														Ouvriers occupés Te werk gestelde arb.	
	Batteries Batterijen	Fours Ovens	Reçu - Ontv.		Eafourné In de oven gebracht	Production - Produktie				Débit - Afzet													
			Belge Inlaemse	Etranger Uitlaemse		Gros cokés Dikke cokés > 80 mm		Autres Andere	Total Totaal	Consomm. propre Eigen verbruik	Livr. au personnel Levering aan pers.	Secteur domest. Huis sector en kleinbedrijf	Admin. publ. Openb. dienst.	Sidérurgie Ijzer- en staal- nijverheid	Centr. électr. Elektr. centr.	Chemins de fer Spoorwegen	Autres secteurs Andere sectoren	Exportation Uitvoer	Total Totaal	Stock fin mois Voorraad einde maand (t)			
Minières - V. mijnen Sidér. - V. staalfabr. Autres - Andere . .	8 31 10	228 1.111 264	129.200 406.527 37.903	3.385 111.753 38.434	130.392 569.174 111.325	866 304 1.088	70.891 368.597 49.647	30.095 72.381 36.451	100.986 440.978 86.098	9.612 5.574 8.946	1.238 7.368 558	— — —	— — —	— — —	— — —	— — —	— — —	— — —	24.584 6.182 30.114	803 2.467 1.000			
Royaume - Rijk . .	49	1.603	573.630	153.602	810.891	2.258	489.135	138.927	628.062	24.132	9.164	39.089	3.909	491.932	3.248	6.343	71.257	44.367	660.146	60.880	4.270		
1962 Déc. - Dec. . .	49	1.581	554.416	225.550	795.921	2.049	485.798	126.894	612.692	15.701	7.241	22.381	2.758	481.080	212	1.561	53.045	57.971	619.008	217.789	4.310		
Nov. - Nov.	49	1.571	590.461	187.881	762.970	1.685	466.780	120.480	587.260	7.201	7.589	16.599	2.179	457.039	60	298	52.496	67.525	596.194	247.047	4.303		
Janv. - Jan.	48	1.567	636.659	196.300	804.778	2.281	489.709	128.938	618.647	12.580	7.249	22.085	3.143	479.557	287	1.453	52.360	59.225	618.110	246.650	4.347		
M.M.	49	1.581	581.012	198.200	778.073	951	481.665	117.920	599.585	6.159	5.542	14.405	2.342	473.803	159	1.362	46.384	53.450	591.905	217.789	4.310		
1961 M.M.	49	1.612	594.418	180.303	777.477	26.422(1)	475.914	124.904	600.818	5.964	4.877	11.308	2.739	452.985	323	9.041	52.213	72.680	593.289	265.942	3.775		
1960 M.M.	51	1.668	614.508	198.909	811.811	23.059(1)	502.323	124.770	627.093	7.803	5.048	12.504	2.973	468.291	612	1.234	49.007	82.218	616.899	269.877	3.821		
1959 M.M.	50	1.658	553.330	225.350	774.839	9.249(1)	446.817	154.600	601.417	8.720	5.244	11.064	2.592	453.506	2.292	1.151	45.020	70.595	586.220	291.418	3.925		
1958 M.M.	47	1.572	504.417	233.572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	1.145	41.873	74.751	557.097	276.110	3.980		
1957 M.M.	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068(1)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	2.200	56.636	76.498	591.308	87.208	4.137		
1956 M.M.	44	1.530	479.201	184.120	663.321	5.813(1)	407.062	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	1.585	42.996	73.859	498.608	127.146	4.270		
1954 M.M.	42	1.444	596.891	98.474	695.365	7.624(1)	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	1.358	48.610	80.250	515.980	100.825	4.284		
1948 M.M.	47	1.510	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463		
1938 M.M.	56	1.669	399.063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120		
1913 M.M.	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229		

N. B. — (1) En hl. - In hl.

BELGIQUE
BELGIECOKERIES
COKESFABRIEKEN

GENRE PERIODE AARD PERIODE	Gaz - Gas 1.000 m ³ , 4.250 kcal, 0° C, 760 mm Hg						Sous-produits Bijproducten (t)		
	Production Produktie	Consomm. propre Eigen verbruik	Débit - Afzet				Goudron brut Ruwe teer	Ammoniaque Ammoniak	Benzol
			Synthèse Ammon. fabr.	Sidérurgie Staalnijverh.	Autres industr. Andere nijverh.	Distrib. publ. Stadsgas			
Minières - Van mijnen	57.255	20.418	21.434	—	572	26.933	3.485	971	1.129
Sidérurg. - V. staalfabrieken	200.946	98.113	37.589	70.121	4.633	57.059	17.361	4.912	3.485
Autres - Andere	56.592	17.063	10.156	—	446	34.652	3.723	694	866
Le Royaume - Het Rijk	314.793	135.594	69.179	70.121	5.651	118.644	24.569	6.577	5.480
1962 Décembre - December	310.549	132.174	70.367	66.742	5.395	105.562	24.325	6.685	5.453
Novembre - November	288.259	124.982	72.695	64.843	6.322	96.877	23.141	6.638	5.319
Janvier - Januari	307.249	132.711	68.418	68.269	7.262	98.616	24.156	7.218	5.694
M.M.	280.103	128.325	69.423	67.162	7.589	82.950	23.044	6.891	5.239
1961 M.M.	274.574	131.894	71.334	63.184	8.869	76.584	22.451	6.703	5.619
1960 M.M.	283.038	133.434	80.645	64.116	12.284	77.950	22.833	7.04	5.870
1959 M.M.	268.123	126.057	82.867	57.436	7.817	73.576	21.541	6.801	5.562
1958 M.M.	259.453	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	20.867	6.774	5.648
1957 M.M.	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	20.628	7.064	5.569
1954 M.M.	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	15.911	5.410	3.624
1952 M.M.	229.348	134.183	67.460	46.454	3.496	62.714	17.835	6.309	4.618
1948 M.M.	105.334	—	—	—	—	—	16.053	5.624	4.978
1938 M.M.	75.334	—	—	—	—	—	14.172	5.186	4.636

FABRIQUES D'AGGLOMERES
AGGLOMERATENFABRIEKEN

JANVIER-JANUARI 1963

GENRE PERIODE AARD PERIODE	Production - Produktie (t)			Consommation propre Eigen verbruik (t)	Au personnel Aan het personeel (t)	Mat. prem. Grondstoffen (t)		Ventes et cessions Verkocht en afgestaan (t)	Stock fin du mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeid.
	Boulets Eierkolen	Briquettes Briketten	Total Totaal			Charbon Steenkool	Brai Pek			
Min. - V. mijn. Indép. - Onafh.	153.502 6.501	16.271 —	169.773 6.501	— —	— —	— —	— —	— —	— —	— —
Royaume - Rijk	160.003	16.271	176.274	5.780	33.586	168.800	13.632	137.369	4.854	598
1962 Déc. - Dec.	145.304	12.258	157.562	3.918	26.888	149.538	11.559	126.366	5.315	577
Nov. - Nov.	157.521	13.147	170.668	3.369	25.218	162.773	12.621	143.226	4.939	526
Janv. - Jan.	118.409	14.707	133.116	3.766	22.853	126.156	10.637	112.959	11.463	446
M.M. . . .	119.386	14.134	133.520	2.920	16.708	127.156	10.135	114.940	5.315	577
1961 M.M. . . .	81.419	15.516	96.935	2.395	12.755	91.880	7.623	82.896	17.997	449
1960 M.M. . . .	77.240	17.079	94.319	2.282	12.191	84.464	7.060	77.103	32.920	473
1959 M.M. . . .	66.244	17.236	83.480	2.597	12.028	77.942	6.304	68.237	61.236	479
1958 M.M. . . .	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598	495
1956 M.M. . . .	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684	647
1954 M.M. . . .	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737	589
1952 M.M. . . .	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580	638
1948 M.M. . . .	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1938 M.M. . . .	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873
1913 M.M. . . .	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1.911

BELGIQUE
BELGIEBOIS DE MINES
MIJNHOUT m³BRAI
PEK tJANVIER 1963
JANUARI 1963

PERIODE	Quantités reçues Ontvangen hoeveelheden			Consomm. totale Totaal verbruik	Stock fin du mois Voorr. einde maand	Quantités reçues Ontvangen hoeveelheden			Consomm. totale Totaal verbruik	Stock fin du mois Voorr. einde maand	Exportations Uitvoer
	Orig. indig. Inh. oorspr.	Importations Invoer	Total Totaal			Orig. indig. Inh. oorspr.	Importations Invoer	Total Totaal			
1963 Janv. - Jan.	17.854	—	17.854	47.130	205.659	10.147	3.957	14.104	13.632	20.362	(c)
1962 Dec. - Dec.	35.458	19	35.477	43.454	235.268	14.739	4.940	19.679	11.559	19.963	(c)
Nov. - Nov.	46.103	41	46.144	48.555	243.964	10.603	1.106	11.709	12.621	11.843	3.269
Janv. - Jan.	38.193	—	38.193	49.437	176.088	8.781	1.298	10.079	10.637	19.322	3.184
M.M.	49.883	42	49.925	45.325	235.268	8.832	1.310	10.142	10.135	19.963	(c)
1961 M.M.	44.823	—	44.823	47.414	188.382	7.116	451	7.567	7.516	19.887	3.984
1960 M.M.	43.010	674	43.684	50.608	242.840	5.237	37	5.274	7.099	22.163	3.501
1959 M.M.	46.336	2.904	49.240	56.775	346.640	3.342	176	3.518	6.309	44.919	2.314
1958 M.M.	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093	3.834	3.045	6.879	6.335	78.674	2.628
1956 M.M.	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022	1.281
1954 M.M.	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023	2.468
1952 M.M.	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357	2.014

N. B. — (c) Chiffres non disponibles. — Onbeschikbare cijfers.

BELGIQUE
BELGIEMETAUX NON-FERREUX
NON FERRO-METALENDECEMBRE 1962
DECEMBER 1962

PERIODE	Produits bruts - Ruwe produkten							Demi-finis - Half pr.			Ouvriers occupés Te werk gestelde arbeiders
	Cuivre Koper (t)	Zinc Zink (t)	Plomb Lood (t)	Etain Tin (t)	Aluminium (t)	Antimoine, Cadmium, etc. Arsen., Cadum, enz. (t)	Total Totaal (t)	Argent, or, platine, etc. Zilver, goud, platina, enz. (kg)	Mét. préc. exc. Edels metalen uitgezonderd (t)	Argent, or, platine, etc. Zilver, goud, plat., enz. (kg)	
1963 Janv. - Jan.	21.808	16.983	10.097	970	258	387	50.503	33.679	24.072	1.589	16.699
1962 Dec. - Dec.	22.358	16.989	10.227	980	275	396	51.275	39.140	25.310	1.600	16.698
Nov. - Nov.	22.961	16.467	9.469	781	282	460	50.420	38.571	23.201	1.678	16.613
Janv. - Jan.	19.611	19.399	8.916	980	166	347	49.419	37.829	20.803	1.771	16.949
M.M.	18.453	17.180	7.763	805	237	401	44.839	31.947	22.430	1.579	16.461
1961 M.M.	18.465	20.462	8.324	540	155	385	48.331	34.143	22.519	1.642	17.021
1960 M.M.	17.648	20.630	7.725	721	231	383	47.338	31.785	20.788	1.744	15.822
1959 M.M.	15.474	18.692	7.370	560	227	404	42.727	31.844	17.256	1.853	14.996
1958 M.M.	13.758	18.014	7.990	762	226	325	41.075	27.750	16.562	2.262	15.037
1956 M.M.	14.072	19.224	8.521	871	228	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919
1952 M.M.	12.035	15.956	6.757	850	557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227	15.053
1950 M.M.	11.440	15.057	5.209	808	588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053	

N. B. — Pour les produits bruts : moyennes trimestrielles mobiles. — Pour les demi-produits : valeurs absolues.
Voor de ruwe produkten : beweeglijke trimestriële gemiddelden. — Voor de half-produkten : volstrekte waarden.

BELGIQUE - BELGIE

SIDERL

PRODUK

PERIODE PERIODE	Hauts fourneaux en activité Hoogovens in werking	Produits bruts Ruwe produkten			Produits demi-finis Half-produkten		Aciers marchands Handelsstaal	Profilés et zorts Profielstaal (> 80 mm)	Rails et accessoires Spoorstaaven en
		Fonte Gietijzer	Acier en lingots Staalblokken	Fer de masse Wolflizer	Pour relamin. Voor Belg. herwalsers	Autres Andere			
1963 Janvier - Januari	44	574.405	629.417	(3)	61.009	40.829	179.077	18.678	9.3
1962 Décembre - Decembert	44	572.498	616.589	(3)	56.254	56.275	161.539	22.416	6.52
Novembre - November	44	549.807	610.423	(3)	63.157	47.743	172.985	25.418	8.44
Janvier - Januari	46	552.138	606.407	5.136	47.649	47.991	197.018	21.071	5.62
M.M.	45	562.378	613.479	4.806	56.034	49.495	172.931	22.572	6.9
1961 M.M.	49	537.093	584.224	5.036	55.837	66.091	159.258	13.964	5.98
1960 M.M.	53	546.061	595.070	5.413	150.669	78.148	146.439	15.324	5.3
1959 M.M.	50	497.287	534.136	5.394	153.278	44.863	147.226	16.608	6.4
1958 M.M.	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.5
1956 M.M.	50	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.3
1954 M.M.	47	345.424	414.378	3.278	109.559		113.900	15.877	5.2
				(1)					
1952 M.M.	50	399.133	422.281	2.772	97.171		116.535	19.939	7.3
1948 M.M.	51	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.8
1938 M.M.	50	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.3
1913 M.M.	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.4

N. B. — (1) Fers finis - Afgewerkt ijzer. — (2) Tubes soudés - Gelaste pijpen. — (3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

Importations - Invoer (t)					Exportations - Uitvoer (t)			
Pays d'origine Land van herkomst Période Periode Répartition Verdeling	Charbons Steenkolen	Cokes Cokes	Agglomérés Agglomeraten	Lignites Bruinkolen	Destination Land van bestemming	Charbons Steenkolen	Cokes Cokes	Agglomérés Agglomeraten
Allem. Occ. - W. Duitsl. .	143.959	3.857	2.857	6.576	Allemagne Occ. - W. Duitsl. .	1.076	—	3.184
France - Frankrijk . . .	13.801	701	169	—	France - Frankrijk	39.488	18.707	16.812
Pays-Bas - Nederland . . .	36.589	12.759	8.938	300	Luxembourg - Luxemburg . . .	2.280	20.043	360
C.E.C.A. - E.G.K.S. . . .	194.349	17.317	11.964	6.876	Pays-Bas - Nederland	3.410	—	429
Roy.-Uni - Veren. Koninkrijk	40.240	4.182	1.903	—	C.E.C.A. - E.G.K.S.	46.254	38.750	20.785
E.U. d'Amérique - V.S.A.	65.460	—	—	—	Autriche - Oostenrijk	210	97	—
Norvège - Noorwegen . . .	—	435	—	—	Danemark - Denemarken . . .	—	2.016	—
Allem. Or. - Oost-Duitsl. .	—	—	—	82	Norvège - Noorwegen	—	1.625	—
U.R.S.S. - U.S.S.R.	7.149	—	—	—	Suède - Zweden	—	1.475	—
Pays tiers - Derde landen . .	112.849	4.617	1.903	82	Suisse - Zwitserland	80	20	150
1963 Ens. janv. - Sam. jan.	307.198	21.934	13.867	6.958	Liban - Libanon	—	—	1.500
1962 Décembre - December .	526.446	22.902	20.316	7.947	Divers - Diverse landen . . .	—	384	—
Novembre - November . . .	468.387	28.134	19.767	8.081	Pays tiers - Derde landen . .	290	5.617	1.650
Octobre - Oktober	417.391	27.015	13.858	9.038	1963 Ens. Janvier - Sam. Jan.	46.544	44.367	22.435
M.M.	396.119	23.057	13.570	8.015	1962 Décembre - December . .	196.008	57.971	33.974
Janvier - Januari	351.148	21.724	13.138	7.508	Novembre - November . . .	179.352	68.779	42.062
Répartition - Verdeling :					Octobre - Oktober	183.079	53.867	45.061
1) Sect. dom. - Huisel. sektor	175.898	6.722	15.387	6.827	M.M.	224.950	53.556	25.910
2) Sect. ind. - Nijverheidssekt.	150.692	18.379	—	131	Janvier - Januari	242.486	59.225	16.880
Réexportation - Wederuitvoer	—19.392	—3.167	—1.520	—				
Mouv. stocks - Schomm. voorr.								

- EN STAALNIJVERHEID

JANVIER-JANUARI 1963

UCTIE t

Produits finis - Afgewerkte produkten										Produits finaux Eindprodukten		Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeiders
Pil machine Machinaalraad	Tôles fortes Dikke platen (> 4,76 mm)	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm Middelmatige platen 3 tot 4,75 mm	Large plates Breed bandstaal	Tôles fines noires Fijne zwarte platen	Feuillards bandes à tubes Bandstaal en Banden voor pijpen	Ronds et carrés pour tubes Rond en vierkant staafmat. voor buizen	Divers Alleslei	Total des produits finis Total der afgewerkte produkten	Tôles galvan., plomb. et étamées Gegalvann., verloede en vertinde platen	Tubes d'acier Stalen buizen		
50.252	38.983	13.930	1.992	119.693	31.277	829	2.954	476.987	44.335	18.729	53.130	
17.701	40.761	7.615	2.958	121.060	25.024	726	2.397	448.734	40.586	17.200	52.523	
16.210	39.597	9.001	3.541	121.787	28.707	20	3.871	469.577	38.055	19.033	52.726	
19.044	43.915	8.650	3.038	103.589	22.907	789	3.270	468.917	41.093	16.055	54.124	
13.288	41.258	7.369	3.525	113.984	26.202	290	3.053	451.448	39.537	18.027	53.066	
11.170	42.014	6.974	3.260	95.505	23.957	383	2.379	404.852	32.795	15.853	51.962	
13.567	41.501	7.593	2.536	90.752	29.323	1.834	2.199	396.405	26.494	15.524	44.810	
12.959	44.456	7.107	2.043	79.450	23.838	581	3.874	381.621	31.545	13.770	42.189	
11.913	45.488	6.967	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	42.908	
									(2)			
10.874	53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104	
16.301	37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	307.782	20.000	3.655	41.904	
17.030	39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263	
18.979	28.780	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431	
10.603	16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024	
1.852	19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300	

Production Productie	Unité - Eenheid	Janvier Januari 1963	Décembre December 1962	Janvier Januari 1962	M.M. 1962	Production Productie	Unité - Eenheid	Janvier Januari 1963	Décembre December 1962	Janvier Januari 1962	M.M. 1962
Porphyre - Porfier :						Produits de dragage -					
Moëllons - Breuksteen . .	t	4.461	18.851	23.996	20.930	Prod. v. baggermolens :					
Concassés - Puin	t	188.394	255.247	200.610	319.503	Gravier - Grind	t	48.533	224.420	157.672	297.319
Pavés et mosaïques . . .						Sable - Zand	t	12.928	35.336	28.070	50.577
Straatsteen en mozaïek .	t	(c)	(c)	(c)	(c)	Calcaires - Kalksteen . .	t	172.063	351.264	284.126	445.435
Petit granit - Hardsteen :						Chaux - Kalk	t	159.237	158.797	159.146	170.132
Extrait - Ruw	m ³	2.127	17.815	28.761	28.031	Phosphates - Fosfaat . .	t	2.466	(c)	1.463	(c)
Scié - Gezaagd	m ³	102	4.013	5.629	5.406	Carbonates naturels . . .					
Façonné - Bewerkt	m ³	54	1.473	1.410	1.362	Nataurcarbonaat	t	51.228	68.208	66.850	73.032
Sous-prod. - Bijprodukten	m ³	2.633	15.069	24.298	26.191	Chaux hydraul. artific. .					
Marbre - Marmers :						Kunstm. hydraul. kalk .	t	(c)	(c)	232	471
Blocs équarris - Blokken .	m ³	135	358	306	429	Dolomie - Dolomiet :					
Tranches - Platen (20 mm)	m ²	28.483	40.095	39.385	37.879	crue - ruwe	t	26.662	31.523	38.431	48.833
Moëllons et concassés . .						fritée - witgeglode . . .	t	27.562	27.970	26.125	24.678
Breuksteen en puin . . .	t	1.285	1.478	2.308	2.179	Plâtres - Pleisterkalk . .	t	3.690	5.750	5.355	6.727
Bimbeloterie - Snuisterijen	kg	7.355	12.557	8.799	11.337	Agglomérés de plâtre -					
Grès - Zandsteen :						Pleisterkalkagglomeraten	m ²	325.890	302.627	211.720	300.832
Moëllons bruts - Breukst.	t	734	16.685	11.320	22.975			Janv.	Déc.	Janv.	M.M.
Concassés - Puin	t	8.740	59.447	40.111	78.477			Jan.	Dec.	Jan.	1962
Pavés et mosaïques . . .								1963	1962	1962	1962
Straatsteen en mozaïek .	t	128	525	646	782	Silex - Vuursteen :					
Divers taillés - Diverse .	t	954	4.244	5.627	6.431	broyé - gestampt . . .	t	204	810	353	613
Sable - Zand :						pavé - straatsteen . . .	t	—	—	—	—
pr. métal. - vr. metaaln.	t	40.114	75.714	87.894	86.620	Feldspath et Galets . . .					
pr. verrerie - vr. glasfabr.	t	63.220	98.996	102.607	114.915	Veldspaat en Strandkeien	t	(c)	(c)	(c)	(c)
pr. constr. - vr. bouwbedr.	t	28.480	186.046	173.103	266.032	Quartz et Quartzites . .					
Divers - Diverse	t	33.280	86.578	74.437	95.173	Kwarts en Kwartsiet . .	t	666	11.137	11.917	23.543
Ardoise - Leiesteen :						Argiles - Klei	t	7.526	12.800	14.483	17.261
pr. toitures - vr. dakwerk	t	618	632	711	624			Janv.	Déc.	Janv.	M.M.
Schiste ard. - Dakleien .	t	108	153	196	308			Jan.	Dec.	Jan.	1962
Coticules - Slijpstenen .	kg	4.101	5.193	6.155	4.751			1963	1962	1962	1962
						Ouvriers occupés -					
						Tewerkgestelde arbeiders		8.941	10.814	10.988	11.284

N. B. — (c) Chiffres indisponibles. — Niet beschikbare cijfers.

COMBUSTIBLES SOLIDES
VASTE BRANDSTOFFENC.E.C.A. ET GRANDE-BRETAGNE
E.G.K.S. EN GROOT-BRITTANNIEJANVIER 1963
JANUARI 1963

PAYS LAND	Houille produite Geproduceerd steenkool (1.000 t)	Ouvr. inscrits Ingeschr. arb. (1.000)		Rendement (ouv./poste) (arb./ploeg) (kg)		Jours ouvrés Gewerkte dagen	Absentéisme Afwezigheid %		Coke de four produit Geproduceerde ovencokes (1.000 t)	Agglomérés produits Geproduceerde agglomeraten (1.000 t)	Stocks Voorraden (1.000 t)	
		Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond	Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond		Fond Ondergrond	Fond et surface Onder- en bovengrond			Houille Kolen	Coke Cokes
Allemagne Occ. - West-Duitsl.												
1963 Janv. - Jan.	13.067	256	381	2.483	1.949	24,08	18,91	17,46	3.789	562	6.221	4.456
1962 M.M. . . .	11.761	256	382	2.372	1.853	21,88	19,28	17,83	3.591	495	6.146	5.077
Janv. - Jan.	12.836	277	410	2.300	1.801	23,28	17,73	15,89	3.794	481	8.146	4.966
Belgique - België												
1963 Janv. - Jan.	2.017	64	85	1.658	1.181	23,87	17,34(1)	15,54(1)	628	176	1.294	152
1962 M.M. . . .	1.769	64	85	1.624	1.156	21,56	18,83(1)	16,18(1)	600	134	1.351	218
Janv. - Jan.	1.924	66	88	1.577	1.122	23,63	18,85(1)	16,44(1)	619	133	4.143	247
France - Frankr.												
1963 Janv. - Jan.	4.724	117	165	1.937	1.315	24,94	12,38	9,51(2)	1.183	715	8.187	509
1962 M.M. . . .	4.447	117	167	1.922	1.305	23,43	11,08	6,97(2)	1.123	578	8.692	757
Janv. - Jan.	4.697	118	169	1.907	1.289	24,52	11,57	7,33(2)	1.149	615	11.591	703
Italie - Italië												
1963 Janv. - Jan.	58	1,9	2,4	1.825	(3)	(3)	(3)	(3)	396	12	54	71
1962 M.M. . . .	58	2,2	2,5	1.676	(3)	(3)	(3)	(3)	361	5	43	69
Janv. - Jan.	51	2,3	2,9	1.251	(3)	(3)	(3)	(3)	342	5	15	131
Pays-B. - Nederl.												
1963 Janv. - Jan.	1.078	26,3	41,5	2.110	(3)	(3)	(3)	(3)	406	127	551	106
1962 M.M. . . .	986	26,3	41,3	2.117	(3)	(3)	(3)	(3)	356	104	537	128
Janv. - Jan.	1.123	26,7	42,3	2.163	(3)	(3)	(3)	(3)	376	106	517	270
Communauté - Gemeenschap												
1963 Janv. - Jan.	21.507	460	633,1	2.299	(3)	(3)	(3)	(3)	6.387	1.592	16.283	5.303
1962 M.M. . . .	19.435	471,4	638,6	2.229	(3)	(3)	(3)	(3)	6.012	1.316	16.720	6.249
Janv. - Jan.	21.133	485,9	664,9	2.173	(3)	(3)	(3)	(3)	6.257	1.341	24.361	6.314
Grande-Bretagne- Groot-Brittannië												
1963 Sem. du	(4)			à front in front							en 1.000 t in 1.000 t	
27-1 au 2-2	4.135	—	537	4.929	1.687	(3)	(3)	16,25	(3)	(3)	23.690	(3)
Week van												
27-1 tot 2-2												
Moy. hebd.												
Wekel. gem.	3.797	—	551	4.625	1.585	(3)	(3)	15,35	(3)	(3)	25.364	(3)
Sem. du												
28-1 au 3-2												
Week van												
28-1 tot 3-2	4.068	—	563	4.425	1.539	(3)	(3)	15,78	(3)	(3)	19.846	(3)

(1) Absences individuelles seulement - Enkel individuele afwezigheid. — (2) Surface seulement - Betreft enkel de bovengrond. — (3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers. — (4) Houille marchande - Verkoopbare kolen.

AVIS RECTIFICATIF

Le soutènement mécanisé hydraulique Westfalia en 1963

par J. MINNE,

Ingénieur à la S. A. « C.B.M. » à Frameries.

Les figures 17 à 27 parues dans les Annales des Mines de Belgique de mai 1963, pages 591 à 595, dans l'article intitulé « Le soutènement mécanisé Westfalia » par J. MINNE, Ingénieur à la Société Anonyme C.B.M. à Frameries, ont été publiées par inadvertance sous la signature de cet auteur.

Elles sont la propriété de la Société Anonyme Willem Sophia du Limbourg néerlandais et ont été extraites d'un document interne de ce charbonnage.

met een voldoende dichtheid, en uitgerust met basisvlakken van voldoende afmetingen.

De schrijdende stutting lost het probleem op van het gewicht en de behandeling, daarom kan men hier groter draagvermogen, bredere basisvlakken, starre en langere kappen aanwenden, met als gevolg een betere ondersteuning van het dak aan het front. Tot nu toe is het gebruik ervan voorbehouden aan de regelmatige lagen met zwakke helling; ze laat een betere dakbeheersing toe en leidt in menig geval, ondanks de uitgaven, tot een vermindering van de kostprijs.

7. De helling van de laag speelt een grote rol in de houding van het terrein wegens het gevaar van glijding van het nevengesteente. De dakbreuk wordt moeilijk: men moet bokken aanbrengen tot versteviging en stabilisering van de ondersteuning; men moet er vooral voor zorgen dat het pijlerfront steeds ligt volgens de helling van de laag, en het is onmogelijk te werken met trappen.

façon plus uniforme, mais à condition d'avoir une portance suffisante.

Les soutènements marchants en enlevant la sujétion du poids et de la maniabilité, peuvent avoir une portance plus grande, des assises plus larges et des bêtes plus rigides et plus longues, soutenant mieux le toit à front. Leur emploi actuellement limité à des couches régulières et à faible pente est susceptible d'apporter un contrôle meilleur, et, malgré leur coût, un prix de revient réduit dans bien des cas.

7. La pente de la couche joue un rôle important dans la tenue des terrains à cause du danger de glissement des épontes. Le foudroyage est difficile, il exige de placer des piles en renfort pour assurer la stabilité du soutènement et surtout d'orienter le front le plus possible suivant la plus grande pente et de ne jamais y faire des gradins.

INHALTSANGABE

Dieser Aufsatz bildet die Fortsetzung einer Reihe von Untersuchungen, die der Verfasser seit 1949 in der *Revue Universelle des Mines* und der *Revue de l'Industrie Minérale* veröffentlicht hat (siehe Inhaltsverzeichnis am Schluss). Er stellt eine Theorie der Beherrschung des Hangenden auf — ein sehr wichtiges Problem, da von ihm die anderen Arbeiten im Streb abhängig sind.

Nach einer kurzen Darlegung der Grundlagen, vor allem der Vorzerklüftung, zeigt der Verfasser auf, dass das Hangende eines Strebs aus einer Reihe von Schichten besteht, die sich voneinander lösen, wenn die unteren Schichten von einer starren überlagert sind. Dieser Aufblätterungsvorgang verschiebt sich in einer Parallelbewegung mit dem Fortschritt der Strebfront, allerdings nicht ohne Störungen, und die dadurch erfolgende Entlastung des Strebausbau hört auf, wenn die Zone der Aufblätterung die kritische Spannweite der einzelnen Schichten überschreitet. Dies nötigt zur Einbringung von Versatz im ausgekohlten Raum und von Ausbau im Strebraum: darin besteht die Beherrschung des Hangenden.

Sie ist ferner von wesentlichem Einfluss auf die Rissbildung in den Schichten im Vorfeld des Strebs. Je starrer der Ausbau ist, umso weniger können die Hangendschichten sich durchbiegen, und umso grösser werden der Abstand zwischen den einzelnen Rissen und die Spannweite, die die einzelnen Schichten auszuhalten vermögen.

Eine gleiche Rolle spielt die Abbaugeschwindigkeit: ein rascher Abbaufortschritt versteift die Schichten und verbessert das Verhalten des Han-

SUMMARY

This article follows a series of studies published by the author from 1949 onwards in the "*Revue Universelle des Mines*" and the "*Revue de l'Industrie Minérale*" (see bibliography at the end). Here, he explains a theory of roof control, an important problem, as it conditions the other operations at the face.

After a brief reminder of the basic principles, in particular, preliminary fissuring, he shows that the roof above a face appears as a series of beds separated from one another every time there is one more rigid than the underlying ones. This group of beds, which moves parallel to itself as the face advances, does not do so without incidents, and the resulting unloading upon the face support continues only if the length of bed separations does not exceed the critical span which the beds can support. Hence, the need to stow the goaf and place supports in the working place: that is roof control.

The latter also has an important effect on the fissuring of beds ahead of the face. The more rigid the means of control, the less they allow the beds to bend above the ground and the wider apart are the fissures and the beds more likely to support great spans. The rate of advance of the face plays the same rôle; great advances make the beds more rigid and improve the firmness of the roof. It does however happen that, if the roof control is too rigid, the fissuring of the hard rocks becomes insufficient.

genden. Bei zu starrem Ausbau oder zu raschem Abbaufortschritt freilich kann es vorkommen, dass die Rissbildung im Gestein unzureichend wird. Ist die erste Hangendschicht dick, so kommt es zum Gebirgsschlag, ist sie von mittlerer Stärke, so löst sie sich in grosse Platten auf, deren Herunterbrechen gefährlich ist. Starrheit des Ausbaus und Abbaugeschwindigkeit müssen daher der Art des Gebirges angepasst sein. Ausserdem darf der Ausbau nicht ins Nebengestein eindringen.

2. Die besten Hangendverhältnisse erzielt man durch Versatz, vorausgesetzt, dass dieser sich rasch verfestigt und trägt; besonders gilt dies bei starren und schweren Hangendschichten, grosser Mächtigkeit des Flözes und raschem Abbaufortschritt.

3. Beim Abbau mit Versatz muss sich der Ausbau darauf beschränken, das untere Hangende abzustützen und zu halten; anderenfalls spielt der Versatz seine Rolle nicht mehr, und es besteht die Gefahr, dass die Stempel überlastet werden, zerbrechen und nichtmehr das notwendige Schütznetz bilden. Der Ausbau muss daher so nachgiebig sein, dass er die vom Versatz zugelassene Absetzung des Hangenden mitmacht.

Am schwierigsten lassen sich durch Versatz starre Hangendschichten beherrschen. Man kann sie geschmeidiger machen, indem man sie durch Auffahren von Blindörter in einzelne Streifen zerlegt. Am besten ist in einem solchen Fall der Bruchbau.

4. Beim Bruchbau regelt man nur die Bewegung des Haupthangenden, doch gelingt dies nicht stets in vollem Umfang: die hereinbrechenden Berge nehmen zu viel Raum ein, sie sind zu mächtig, oder es kommt zu wenig herunter. Die Bruchkante kann sehr starken Belastungen ausgesetzt sein, da sie nicht nur das niedere Hangende, sondern auch die Einwirkung des Haupthangenden auszuhalten hat. Daher müssen die Bruchkantestempel und Kästen eine hohe Stützkraft aufweisen oder nachgiebig sein, so dass die Schichten sich lösen können. Die Stützkraft des Bruchkantenausbaus muss dabei so gross sein, dass das niedere Hangende festgehalten wird, nicht zu stark aufreisst und nicht unregelmässig nachgibt. Umgekehrt aber muss der Bruchkantenausbau so nachgiebig sein, dass die verzahnten Schichten sich lösen können. Fällt der Bruch schlecht oder verschlechtert sich der Gang der Kohle, so sind dies Zeichen für einen zu starren Ausbau. Bricht dagegen das Hangende zwischen den Kappen durch oder in zu kleinen Stücken herein, so ist der Ausbau zu schwach, vor allem an der Strebfront.

5-6. Je weniger die Schichten sich verformen, umso weniger lassen sie sich beherrschen. Die Absenkung des Hangenden ist die Summe der Zusammenquetschung der Kappe, der Nachgiebig-

If the first stratum of the roof is a thick one, rock-bursts occur; if it is of medium thickness, it is split into rock beams of great dimensions which are dangerous when they fall. Rigidity of control and rate of advance must therefore be adapted to the nature of the rocks. Moreover, the support must not penetrate the surrounding rocks.

2) Roof control by stowing is the method which produces the healthiest roof, provided the packing becomes rapidly load-bearing and compact, particularly so when the strata are rigid, the roof heavy, the seam thick, and advance more rapid.

3) In a stowed face, the rôle of the support must be limited to helping the immediate roof to support itself, otherwise the packing ceases to play its part and the props are in danger of being overloaded, breaking, and thus no longer constituting the indispensable safety net. For this purpose, it must be sufficiently elastic to give way in synchronism with the dipping of the roof which allows the packing to come into action.

Rigid roofs are the most difficult to deal with by stowing; they may be rendered flexible by digging dummy roads to split them up into strips. The best way is to cave them.

4) In the caving method, the autopacking only controls the main roof, but not always efficiently, for the masses of rubbish are such that they fall; or else they are too expanded, too large, or in too small quantities when they do not fall in a mass. The joint which, in addition to the immediate roof, must support the reaction of the main roof, may be subjected to considerable loads. The chocks and props must therefore be very resistant or be able to give way and allow the separating of the beds to come into action. Their load-bearing capacity must be sufficient for the immediate roof to be well supported, for it not to fissure too much and for vertical projections to be prevented. But they must be flexible enough to allow the loosening of the grips to be prepared, since caving that occurs badly or a seam where winning becomes difficult are signs of a too rigid support; on the other hand, rock falls that occur between the bars or which are too small are caused by an inadequate support, particularly at the face.

5-6) The less the rocks are deformed, the better they are controlled. The subsidence of the roof is the sum of the crushing of the bar, the yielding of the prop and its penetration into the surrounding rocks. It is therefore necessary to have rigid bars, props which quickly become load-bearing and

keit des Stempels und seines Eindringens ins Nebengestein. Zu fordern sind daher starre Kappen und schnelltragende, unter konstanter Last nachgebende Stempel, dicht genug gesetzt und mit ausreichend grossen Auflageflächen.

Die Reibungsstempel arbeiten unregelmässig. Sie geben manchmal in Sprüngen nach. Hydraulische Stempel tragen das Hangende gleichmässiger, vorausgesetzt, dass ihre Stützkraft genügt.

Der schreitende Ausbau bedeutet nicht nur den Wegfall schwerer körperlicher Arbeit, er kann auch eine grössere Stützkraft aufbringen, dazu grössere Auflageflächen und starrere und längere Kappen aufweisen, die das Hangende am Kohlenstoss besser unterstützen. Sein zur Zeit noch auf regelmässig ausgebildete und nur mässig geneigte Flöze begrenzter Einsatz kann die Hangendverhältnisse verbessern und trotz der hohen Anschaffungskosten in vielen Fällen auch zu einer Senkung der Gesteinskosten führen.

7. Eine wichtige Rolle für das Gebirgsverhalten spielt das Einfallen des Flözes wegen der Gefahr des Abrutschens des Nebengesteins. Bruchbau ist unter solchen Voraussetzungen schwierig. Er verlangt eine Verstärkung des Ausbaus durch Kästen, und vor allem muss man die Strebfrent soweit wie möglich in der Linie des vollen Einfallens verlaufen lassen und niemals in Stufen.

which give way under constant load, placed in suitable quantities and having sufficiently large bases.

Friction props function irregularly and sometimes give rise to leaps. Hydraulic props maintain the roof more uniformly, provided they have a sufficient load-bearing capacity.

Walking supports, by eliminating the problems of weight and manageableness, may have a greater load-bearing capacity, larger bases and longer, more rigid bars, giving better support to the roof at the face. Their use at present, is limited to regular, slightly sloping seams, is likely to provide better control, and, despite their price, procure reduced prime costs in many cases.

7) The slope of the seam plays an important part in the firmness of the rocks, on account of the danger of the falling of the surrounding rocks. Caving is difficult, it demands the doubling up of chocks to ensure the stability of the support and, above all, to direct the face, as far as possible, along the greatest slope, and never make stopes in it.

I. — GENERALITES.

1. — De toutes les opérations effectuées dans une taille, abattage, évacuation des produits, déplacement du matériel, etc., la plus importante est peut être le contrôle du toit, car c'est d'elle que dépendent la sécurité, la facilité d'abattage et les possibilités de concentration. Aucun progrès ne peut être réalisé dans la mécanisation du travail si on n'a pas d'abord solutionné d'une façon suffisante et efficace le soutènement des terrains. C'est la raison pour laquelle nous nous sommes attachés à faire une étude aussi complète que possible du problème, spécialement en ce qui concerne les longues tailles chassantes en plateure.

2. — RAPPEL DES OBSERVATIONS DE BASE

Nous croyons utile de commencer cet exposé par un rappel de quelques faits d'observations ainsi que de la « théorie » que nous avons proposée depuis 1943 (1) pour les expliquer. A l'heure actuelle, on ne peut plus d'ailleurs parler réellement de théorie, puisque la fissuration préalable est un fait admis par tous les mineurs.

On ne peut plus nier aujourd'hui que si le terrain houiller se comporte comme un milieu plastique, c'est parce qu'il est tout en discontinuité, les bancs ne sont jamais physiquement continus, leur continuité n'est que géométrique. Ils sont formés d'une succession d'éléments juxtaposés (fig. 1) séparés par des cassures naturelles, et par les fissures que provoque l'exploitation, et maintenus



Fig. 1.

par les énormes pressions tangentielles P que provoque la dilatation de détente. Personne ne conteste plus la présence des **fissures préalables**, ainsi appelées parce qu'elles se forment en avant du front, et que l'abatteur les découvre en progressant. Il suffit de regarder le toit des tailles pour les voir ; elles se présentent suivant deux réseaux conjugués dont un, le principal, est grossièrement



Fig. 2.

parallèle et l'autre perpendiculaire au front (fig. 2 et 3). Le premier réseau est responsable de la flexion du toit depuis le massif vers l'arrière, tandis que le second permet la flexion transversale qu'on remarque très bien lorsqu'on mesure le rapprochement des épontes au passage d'une haveuse.



Fig. 3.

Les fissures du réseau parallèle au front sont inclinées pied au charbon dans le toit, tête au charbon dans le mur. Elles font avec la stratification un angle variant de 65° à 70° , soit en moyenne l'angle de $67^\circ 1/2$ que prévoit la loi de Coulomb (2) (fig. 4). Elles prennent parfois une forme en spatulé (fig. 5) plus plates au contact de la couche et redressées vers le haut. Dans la veine les fissures préalables sont sensiblement verticales (fig. 6).

On peut rencontrer des fissures inclinées en sens contraire lors d'une variation dans la nature des roches ou lorsqu'une perturbation est apportée dans la progression de la taille. Il arrive que



Fig. 4. — La taille progresse de gauche vers la droite.



Fig. 5. — La taille progresse de droite vers la gauche.

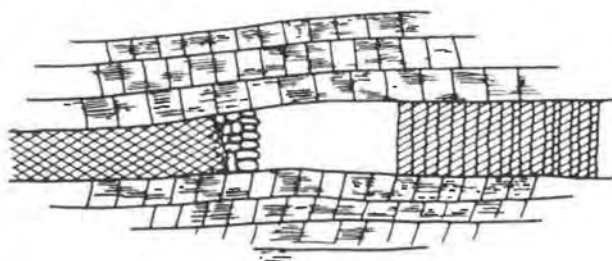


Fig. 6.

ces fissures se conjuguent pour former des dièdres (3) ou cloches qui peuvent être dangereuses (voir n° 16). Suivant la nature des terrains et, comme on le verra plus loin, suivant les possibilités de flexion des bancs, les fissures sont plus ou moins écartées. Dans les bancs de schiste cet écart varie entre 2 et 15 cm ; il est de 20 à 30 cm dans les toits résistants. Dans les grès durs, il peut at-

teindre 50 cm et même plus (n° 13). Les fissures du réseau secondaire sont beaucoup plus écartées.

Le toit se présente donc comme une mosaïque bien ordonnée par rapport à la direction du front, ce qui lui permet de se déformer facilement, bien qu'il soit constitué de roches solides, raides, dont les déformations élastiques et plastiques sont extrêmement petites. C'est ce que nous avons appelé la **pseudo-plasticité** du terrain houiller.

Si les bancs peuvent prendre des flèches importantes, sans s'effondrer, c'est parce que leur flexion n'est plus un phénomène élastique qui se fait à la vitesse du son, mais résulte de glissements des blocs les uns sur les autres le long des fissures. Ces glissements sont extrêmement lents à cause des grands coefficients de frottement des roches et des fortes pressions tangentielles. Ils sont de plus limités par les **agrippages**, surtout dans les fissures d'exploitation, qui venant de se former sont des cassures fraîches à grains fortement enchevêtrés. En outre, toutes ces solutions de continuité ne sont jamais planes, les roches se rompent en effet suivant des plans de moindre résistance, d'orientations variées, qui forment des encoches imbriquées les unes dans les autres (7). Il ne s'établit plus un état d'équilibre comme dans une poutre élastique lorsque les forces moléculaires sont égales à la résultante des forces extérieures ; ici la flexion ne s'arrête que lorsque de nouvelles forces extérieures, le soutènement, interviennent ou lorsque se produisent des arc-boutements dans les agrippages. Les mouvements ne sont d'ailleurs pas continus mais se font par saccades avec des périodes plus ou moins longues d'équilibre instable, à cause des différences qui existent entre les coefficients de frottement statique et dynamique. Un glissement qui commence, ne s'arrête que lorsque par suite des décollements (n° 4) la charge agissant sur le banc diminue pour donner une résultante égale à la force de frottement dynamique. Il résulte de ce qui précède qu'un banc peut fléchir et prendre une flèche d'autant plus grande que les fissures sont plus nombreuses donc plus rapprochées, qu'il est plus chargé par son propre poids et par celui des bancs plus flexibles qui pèsent sur lui, que sa portée est plus grande et qu'il s'est écoulé un **temps** plus long depuis le début du phénomène.

Des deux facteurs portée et temps, le premier a une influence beaucoup plus importante, comme l'ont montré les mesures de rapprochement des épontes faites par Forthomme (5) et le professeur Schwartz (10). Les jours où la taille est inactive, ces rapprochements sont faibles, voire apparemment nuls, tandis qu'ils s'accroissent très

rapidement aux postes d'abatage lorsque les portées augmentent.

On dit qu'un banc est flexible lorsqu'il est capable de prendre une flèche importante en un temps très court, sinon on a affaire à un banc raide.

Un banc est d'autant plus raide qu'il est moins fissuré, c'est-à-dire que la roche qui le constitue est plus résistante et qu'il est soumis à des contraintes moins fortes ; ce sera le cas notamment s'il est situé près de la surface du sol parce que la valeur de la tension principale extrême la plus grande dépend de la tension verticale δH ; la plupart des grès restent des bancs raides jusque 500 à 600 m de profondeur. Plus les bancs sont épais et plus ils sont également raides parce que le desserrage des agrippages sur toute la hauteur des surfaces en contact se fait difficilement, ce qui réduit les possibilités de glissement. Les grès sont en outre moins flexibles que les schistes parce que leurs grains sont plus gros et s'enchevêtrent mieux et qu'ils sont plus résistants et ne se laissent pas broyer lors des glissements. Ce broyage produit d'ailleurs une poussière qui fait office de lubrifiant. Quand on observe les surfaces de fissuration d'un banc de schiste, on y voit un peu de cette poussière et des traces nettes de frottement.

3. — EBOULEMENT

Un banc mince, donc flexible, rompt sa continuité géométrique par déboîtement de ses agrippages à l'endroit où la flèche de flexion est maximum, soit au milieu de sa portée (fig. 7) là où l'allongement de la fibre inférieure est le plus grand. C'est l'éboulement local qu'on rencontre dans les tailles où le bas toit est constitué par du schiste, parce que sous l'effet des tensions tangentielles, ces bancs se feuilletent le long de plans parallèles à la stratification.

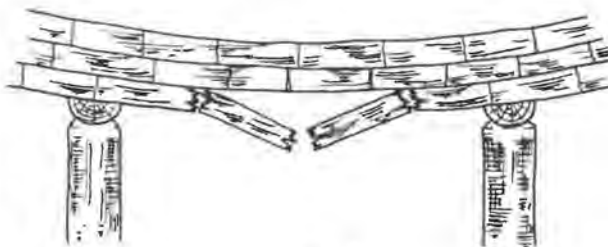


Fig. 7.

Par contre, un banc épais et raide peut prendre sans s'effondrer, des portées considérables, parce que les surfaces en contact sont importantes et que les enchevêtrements bien serrés ne peuvent se déboîter. Mais il arrive alors que les efforts tran-

chants aux appuis prennent dans les fissures des valeurs telles qu'ils cisailent les encoches d'agrippage. L'encoche la plus sollicitée casse la première; quelques temps, souvent plusieurs heures après, une deuxième se brise, puis une troisième et ainsi de suite à intervalles de plus en plus réduits, puisque les pressions unitaires augmentent au fur et à mesure que les surfaces en contact diminuent. A chaque rupture, on entend un bruit plus ou moins violent, il se produit un choc, témoin d'une libération brusque d'une certaine énergie élastique, la flamme des lampes sautille. S'il s'agit du premier banc du bas toit, on voit des fissures s'ouvrir avec souvent des dénivellations entre leurs lèvres et il tombe un peu de poussières qui proviennent du bris des encoches. Le soutènement est soumis à une forte pression, les bois s'écrasent, les étançons métalliques coulisent parfois à fond. Finalement, les dernières encoches cassent et le banc s'écroule en masse quelquefois jusqu'au massif: c'est le **coup de charge**. A la reprise de l'exploitation, on retrouve les cassures qui s'étaient formées en avant du front, là où les efforts tranchants ont été maximum, cassures qui gênent le travail, car la rupture de la continuité du bas toit enlève à ce dernier toute résistance à la flexion. Il faut placer un soutènement très solide et surtout très stable.

4. — DECOLLEMENTS

A cause des différences de flexibilité, un banc se décolle du banc sous-jacent s'il est plus raide que ce dernier et il se pose sur lui s'il est plus flexible. Il en résulte que le toit d'une taille se présente en une succession de paquets de bancs décollés les uns des autres (fig. 8). Le premier train de bancs, celui en contact avec le charbon

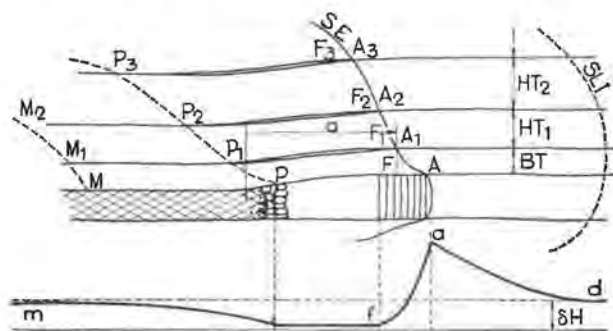


Fig. 8.

constitue le **toit immédiat** ou **bas toit**; il surplombe l'atelier de travail en reposant d'un côté sur le massif et de l'autre sur le remblai. Ce bas toit est décollé du premier train de bancs de haut toit

HT₁, comme celui-ci est décollé du second HT₂ et ainsi de suite. Chaque paquet de bancs de haut toit comprend à sa base un banc plus raide que le paquet sous-jacent dont il se décolle et plus raide également que les autres bancs de son propre ensemble, qui ainsi pèsent sur lui. Un train est d'autant plus épais que son premier banc est plus raide et que le plus proche banc raide sus-jacent est situé à plus grande distance.

L'existence de ces décolllements n'est plus aujourd'hui mise en doute. Leur ouverture qui peut atteindre plusieurs centimètres a été maintes fois mesurée (4) et même photographiée (5). Les décolllements commencent au droit de la **surface enveloppe des terrains détendus** (SE) ou zone à haute pression, là où a lieu le phénomène de la fissuration préalable (6). Ils s'ouvrent au fur et à mesure qu'on s'écarte du front pour se resserrer au-dessus du remblai (ou de l'autorembloi) lorsque ce dernier ralentit et finalement arrête l'affaissement des bancs. Ils se ferment le long de la **surface des points de contact**, P, P₁, P₂, Les décolllements forment les canaux par où circulent le grisou et les eaux, ce qui permet de capter le gaz en tête de taille et d'éliminer le danger des « coups d'eau » en sondant uniquement en pied.

5. — Les décolllements au-dessus de la taille et la forme concave de la Surface Enveloppe, ont été très bien mis en évidence lorsqu'on a fait des sondages pour le captage du grisou.

Les trous de sonde sont forés le plus près possible du front (en B fig. 9) pour ne pas être gêné par les venues de gaz, car le débit du sondage

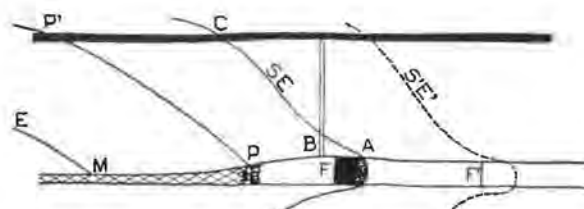


Fig. 9.

ne devient important que lorsque l'exploitation arrive en F', et que la Surface Enveloppe S'E', concave vers le bas et vers l'arrière, recoupe la veinette V, à l'endroit où celle-ci est traversée par le trou de sonde. Ce n'est qu'à partir de ce moment que le charbon C est fissuré et assez disloqué pour offrir de grandes surfaces de dégagement.

Le débit reste important tant que les décolllements sont ouverts, c'est-à-dire jusqu'à ce que la Surface des Points de contact P, P', ait à son tour recoupé le point de percée du sondage. La venue va alors en décroissant parce que les fissures se resserrent. Elle s'arrête au passage de

plus grande suffisamment importante pour donner lieu à un cercle de Mohr tangent à la courbe intrinsèque du matériau (2). Ainsi, si à un instant donné, les dernières fissures qui se sont formées dans les bancs 1 et 2 (fig. 11) sont A et B, une nouvelle

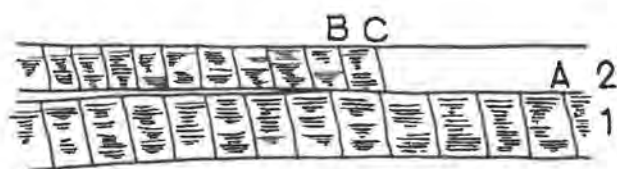


Fig. 11.

fissure se formera dans le banc 2 lorsque le banc 1 en fléchissant, aura desserré suffisamment son étreinte sur le banc 2 pour qu'en un point C les conditions de différenciation soient remplies. La distance B C entre les deux dernières fissures B et C et la distance A C entre les dernières fissures des bancs 1 et 2 sont d'autant plus faibles que le banc 2 est moins résistant, plus mince, que l'on se trouve à plus grande profondeur pour avoir une des tensions principales suffisamment importante et que le banc 1 peut plus facilement fléchir.

Si on tient compte que pour obtenir un desserrage d'étreinte suffisant, il n'est pas nécessaire d'avoir un décollement franc des bancs mais qu'un simple relâchement de la pression de contact suffit on comprend qu'une flexion infiniment petite et pratiquement imperceptible à nos instruments de mesure, puisse provoquer le phénomène et que le premier banc de toit puisse se fissurer en avant du massif. La couche en se détendant (point A fig. 12), entraîne un relâchement progressif de son étreinte sur les épontes qui en un point B est suffisant pour qu'une fissure se forme dans le premier banc. Cette

fissure venant s'ajouter aux précédentes permet au banc de fléchir plus en avant du front et, en desserrant son étreinte sur le banc 2, de laisser s'y produire une nouvelle fissure en C. Il en est de même pour les bancs suivants qui se fissurent au fur et à mesure que la taille progresse mais toujours avec un certain retard sur la fissuration des bancs sous-jacents. Ce retard important au-dessus du massif où la présence de la couche freine les flexions, devient moins grand pour les bancs (ici le banc 4) où le phénomène a lieu au-dessus de la taille, là où le vide permet un affaissement plus grand. La **Surface enveloppe des bancs détendus S.E.** qui est formée des dernières fissures et des joints de stratification qui les relient, (en gros la Surface S.E. qui joint les milieux des plans de fissuration et sépare la zone des terrains détendus I de la zone des terrains simplement influencés II), est une surface très plate au-dessus de la veine et qui se redresse au-dessus de la taille. Au-dessus du point d'inflexion, cette surface présente une concavité vers le bas, puisque en se rapprochant de la surface du sol la tension initiale δH va en décroissant. Le professeur Seldenrath de l'Ecole Polytechnique de Delft a mesuré que, sur une hauteur de 70 à 100 m au-dessus d'une taille, l'inclinaison moyenne de cette surface variait de 60 à 70° (11). La Surface Enveloppe est d'autant plus plate et son point d'inflexion plus écarté du front que les roches sont plus résistantes et, comme on le verra plus loin (n° 11), que le contrôle du toit est plus rigide et laisse moins fléchir les bancs au-dessus de l'atelier de travail.

Une conséquence du retard de la fissuration d'un banc par rapport à celle du banc sous-jacent est que ce dernier a eu le temps de fléchir et de se décoller. **Le long de la surface enveloppe, tous les bancs sont desserrés**, mais la plupart de ces décollements sont très faibles et ne subsistent que sur une courte longueur (dans la figure, les bancs 1, 2, 3..... sur les distances CC', DD', EE',.....), ils se resserrent chaque fois que le banc supérieur est plus flexible que le banc inférieur, et aussi par l'effet du soutènement qui ralentit l'affaissement. Ce n'est qu'en présence d'un banc plus résistant ou plus épais et par conséquent plus raide que les précédents (ici le banc 6), qu'un décollement V subsiste, marquant alors la séparation du haut toit et du bas toit, ce dernier étant formé du paquet des premiers bancs qui se sont recollés les uns aux autres.

Ce sont les décollements des bancs à front et du bas toit avec le haut toit qui expliquent que l'on puisse soulever le toit à l'aide d'étau hydrauliques dont la pression de pose est importante. Ainsi placée à la densité d'un étau par m² de toit, une charge initiale de 10 tonnes permet de soulever un bas toit de 4 m d'épaisseur.

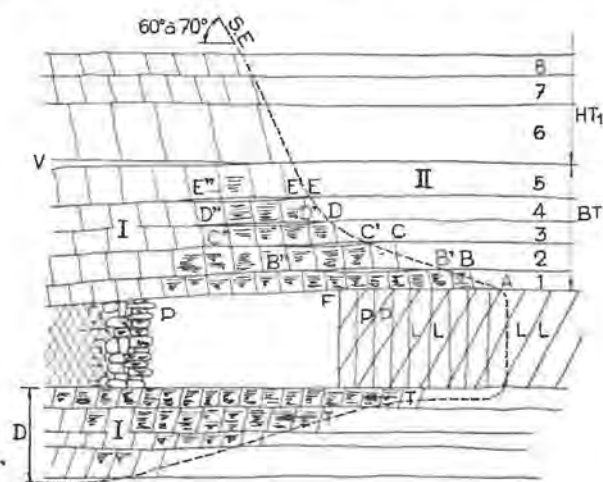


Fig. 12.

10. — DECHARGE DU TOIT

A front, le premier banc du bas toit ne supporte que son propre poids, sa charge augmente progressivement vers l'arrière pour devenir égale au poids du bas toit. La variation de la tension verticale dans ce banc peut ainsi se représenter par la courbe $d a f m$ (fig. 8). Elle a la valeur δH à la **Surface limite d'influence SLI**, et augmente en approchant du front, pour passer par un maximum au droit de la Surface enveloppe ou zone à **Haute Pression SE**, dont on observe les effets dans les galeries du chantier (6). Elle diminue fortement à front pour augmenter à nouveau à partir du point de contact P avec le remblai au fur et à mesure que les trains de haut toit se posent les uns sur les autres. On retrouve la valeur δH lorsque les mouvements de terrains atteignent la surface du sol. C'est donc, comme nous l'avons toujours défendu depuis 1943, **grâce aux décollements que le toit est déchargé au-dessus de l'atelier de travail** et non par l'effet d'une voûte de décharge (7 et 12) comme on l'a trop longtemps admis sans jamais expliquer comment une telle voûte pouvait se former et se déplacer, tout en laissant l'influence des exploitations gagner la surface du sol.

La faible charge sur le soutènement s'explique également par le serrage des fissures. A front, celles-ci viennent de se former, leurs lèvres sont fraîches et à grains bien enchevêtrés rendant difficile le glissement des blocs, le toit est entier et peu déformé. C'est ce qui permet l'emploi des bèles en porte-à-faux et même de laisser à découvert sur une certaine longueur et pendant un certain temps les toits non déliteux. Ce n'est qu'en arrière, là où sous l'effet de l'allongement de la fibre inférieure des bancs les agrippages se desserrent, que croît de plus en plus la flèche de flexion et que le poids du toit augmente.

11. — ROLE DU CONTROLE DU TOIT SUR LA FISSURATION PREALABLE

Par son influence sur la flexion des bancs, le contrôle du toit et le soutènement en taille jouent un rôle important sur la fissuration. Si par ignorance, par négligence du personnel ou par manque de moyens, le contrôle est insuffisant et laisse les bancs fléchir **au-dessus du charbon**, le toit se fissure exagérément et devient mauvais. « Le mineur a le toit qu'il mérite ». Pour avoir un toit « sain », il faut le soutenir non seulement à l'arrière de l'atelier mais **surtout à front**. A ce point de vue, les bèles en porte-à-faux, d'un emploi si courant à l'heure actuelle, n'exercent pas toujours une pression suffisante sur le bas toit à front et favorisent la fissuration. C'est pour la même rai-

son, qu'on est obligé de blinder les couches de grande ouverture où le charbon « vient » facilement. Il faut éviter que la veine en glissant suivant son talus naturel, ne découvre le toit sur une grande longueur en avant du soutènement et lui permette de fléchir exagérément au-dessus du massif. D'autre part, le fait que la fissuration se produit en avant du front, explique que ce n'est qu'après plusieurs jours qu'on s'aperçoit du manque d'efficacité d'un contrôle, comme ce n'est qu'après un certain temps qu'une amélioration fait sentir ses effets. « Le mineur a le toit qu'il se prépare ».

Le contrôle du toit agit également sur le glissement des blocs ; plus il est rigide, plus il retarde le desserrage des agrippages.

Les deux actions conjuguées rendent les bancs plus raides et de ce fait retardent la fissuration des bancs successifs : la Surface Enveloppe SE (fig. 12) se redresse moins rapidement et le volume des terrains détendus qui pèsent sur l'atelier de travail est réduit.

Le contrôle du toit n'a donc pas seulement pour but de ramener la portée des bancs en dessous de sa valeur critique, mais aussi de réduire la fissuration et le desserrage des agrippages.

12. — INFLUENCE DE LA VITESSE DE PROGRESSION SUR LA FISSURATION ET SUR LE COMPORTEMENT DU TOIT

Il est difficile lorsqu'on parle de contrôle du toit de ne pas y associer la notion de temps et par conséquent la vitesse de progression de la taille. En effet, la fissuration, la déformation et la flexion des bancs sont des phénomènes de glissements toujours plus ou moins lents des blocs entre eux. Lorsqu'une taille progresse rapidement, les clivages de la couche n'ont pas le temps de s'ouvrir, le charbon se détend moins profondément (AF plus petit), il desserre plus difficilement son étreinte sur les premiers bancs du bas toit. Ceux-ci se fissurent et fléchissent moins, de plus, les agrippages n'ont pas le temps de se desserrer et le toit reste compact. **Les grands avancements diminuent la fissuration et rendent les bancs plus raides.**

La vitesse d'avancement influence également la portée réduite des bancs. D'une part, la descente du toit étant fonction du temps, plus la progression est rapide, moins les bancs se posent rapidement sur le remblai et le point de tassement complet M s'obtient plus en arrière du front ce qui augmente la portée réduite ; mais d'autre part, la flèche de flexion augmente puisqu'elle croît avec la portée, ce qui réduit la distance A.M. Il se produit donc deux actions contraires dont la résultante dépend

de la nature des bancs. Si le bas toit est flexible, la seconde action l'emporte, la portée réduite diminue et la tenue du toit est améliorée ; par contre, si les bancs sont raides, la portée réduite croît et le risque de coups de charge est plus grand.

De plus, les grands avancements en réduisant la fissuration augmentent également le retard entre les dernières fissures des bancs successifs. La Surface Enveloppe est plus plate, le point d'inflexion se situe plus en arrière du front, ce qui diminue encore le volume des terrains détendus qui pèsent sur le premier banc du bas toit.

Ainsi lorsque les tailles progressent rapidement, non seulement les bancs sont moins fissurés et deviennent plus raides, mais leur portée réduite est modifiée et ils pèsent moins sur l'atelier de travail, ce qui permet de dire que les **grands avancements améliorent la tenue des mauvais toits, tandis qu'ils peuvent rendre dangereux les toits raides**. Au point de vue comportement du toit, il existe donc une vitesse **optimum** qui dépend de la nature des terrains. Certains toits schisteux montrent toujours une amélioration dans leur comportement même lorsque l'avancement journalier atteint 5 mètres. Par contre si le contrôle n'est pas particulièrement efficace, un toit gréseux et très raide tel celui de la couche Grande Veine d'Oupeye dans le bassin de Liège, commence à donner des coups de charge plus fréquents et plus violents dès qu'on dépasse 2 m par jour.

13. — FISSURATION INSUFFISANTE

Il peut même arriver si le premier banc du bas toit est une roche dure, si le contrôle du toit est très rigide, si la vitesse de progression est grande et surtout si on se trouve à faible profondeur, que la fissuration soit insuffisante. Si ce banc est épais, il devient trop raide, et donne de violents coups de charge ou des éboulis trop gros qui tombent souvent en masse (n° 40). Lorsque le banc est d'épaisseur moyenne, de 10 à 30 cm, il est découpé en dalles plates de grande largeur, parfois 1 m (fig. 13) et de 2 à 3 m de longueur et même plus, suivant la pente, car la fissuration perpendiculaire au front toujours moins importante que la

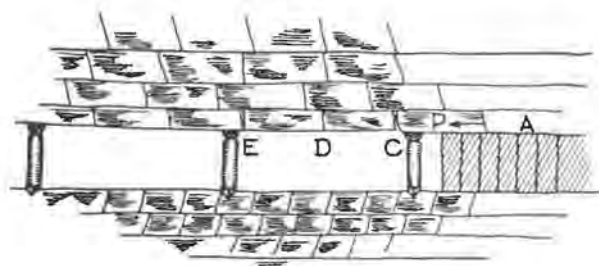


Fig. 13.

fissuration principale, l'est encore moins dans les conditions présentes. De plus, à cause de cette fissuration peu active, la poussée de dilatation de détente est faible et les agrippages sont peu serrés. Si le soutènement n'est pas assez dense et stable et qu'il laisse se produire une légère flexion, il arrive que ces dalles se déboîtent et s'éboulent. Ainsi, les fissures C et E sont déboîtées alors que la fissure D reste serrée parce que mieux agrippée, la dalle CE tombe et en touchant le mur se scinde en deux blocs CD et DE.

C'est à de telles dalles que l'on doit les nombreux accidents qui se produisent en fin de poste d'abatage. Le toit paraît bon, la couche « vient bien », l'ouvrier est pressé de finir sa tâche et abat ce qui reste de sa brèche sans faire suivre le soutènement. Le toit mis ainsi brusquement à découvert sur une grande surface se déforme et permet le désagrippage d'une dalle.

Ce sont encore ces dalles qui en bloquant les bacs contrarient souvent l'abatage par rabot-scaper, procédé qui ne peut s'appliquer qu'à des couches à bons terrains se fissurant peu et où le soutènement est toujours très éloigné du front (de 1,20 à 2,40 m). Dans les couches minces où les toits sont toujours résistants, sinon elles seraient inexploitable, les accidents de toits raides sont fréquents surtout si à la grande vitesse de progression s'ajoute un contrôle par gros pilotes de bois perdus très peu compressibles.

14. — INFLUENCE DE L'OUVERTURE DE LA COUCHE SUR LA FISSURATION ET SUR LE COMPORTEMENT DU TOIT

Les couches de grande ouverture se disloquent plus facilement que les couches minces, les clivages s'ouvrent plus largement, les glissements des blocs sont plus importants, d'autant plus que ces couches sont le plus souvent en plusieurs sillons. En outre l'influence du frottement des épontes sur le cheminement du charbon vers le vide de la taille a proportionnellement moins d'action, le front s'éboule et, comme on l'a vu plus haut, il est souvent nécessaire de le blinder si on ne veut pas que le toit soit découvert sur une grande profondeur en avant. La détente de la couche commence donc à plus grande distance AF du front, le premier banc et les bancs suivants se fissurent plus tôt (BF est plus important), la Surface Enveloppe est plus redressée.

La flexion du toit est encore augmentée par le fait que les soutènements plus longs ont tendance à flamber. De plus, l'épaisseur du remblai à tasser oblige le toit à descendre d'une plus grande hauteur pour arriver au point de tassement complet ; la

distance AM augmente. Dans les tailles foudroyées il arrive souvent, comme on le verra plus loin (n° 40), que le bas toit n'a pas assez d'épaisseur et donne trop peu d'éboulis. Il reste un vide entre l'autorembloi et le premier banc de haut toit.

Pour ces raisons, la flexion du toit au massif augmente lorsque croît l'ouverture, les bancs sont plus fissurés et deviennent très flexibles et sujets à s'ébouler. Si malgré une fissuration plus active, le toit reste raide, les coups de charge sont plus fréquents à cause de l'augmentation des portées réduites, ils sont plus intenses, provoquent des cassures plus largement ouvertes et avec des dénivellations plus importantes. Souvent le mur se soulève brusquement et sur une grande hauteur.

15. — LOI DE LA FISSURATION PREALABLE

Aux influences précédentes, dureté des roches et du charbon, ouverture de la couche, contrôle du toit, vitesse d'avancement et profondeur viennent s'ajouter d'autres facteurs dont l'action sur la fissuration préalable et la forme de la Surface Enveloppe n'est pas négligeable.

La pente de la couche provoque des tensions normales aux épontes fonctions du cosinus de l'angle de plus grande pente. De plus, les blocs compris entre fissures ont tendance à glisser vers le bas et à s'agripper fortement les uns aux autres, rendant les déformations plus difficiles. Toutefois, lorsqu'une galerie ou un éboulement crée une solution de continuité dans les bancs, cette tendance au glissement peut provoquer des déplacements en masse très dangereux (voir chapitre VII).

La dureté du mur agit sur la tenue des terrains parce que le mur est la fondation sur laquelle s'appuient les soutènements.

Il résulte de ce qui précède que la fissuration des bancs se fait selon la loi suivante :

Les fissures préalables que provoque l'exploitation sont d'autant plus rapprochées les unes des autres, que les bancs sont plus tendres, moins épais, que la couche est de plus grande ouverture et mieux clivée, que le contrôle du toit est moins efficace, que la taille progresse plus lentement, que la profondeur est plus grande, la pente des bancs plus faible et le mur moins résistant.

Cette loi est identique à celle que nous avons formulée antérieurement concernant la **forme de la Surface Enveloppe au-dessus de la taille (7)**. Les différents facteurs agissent dans le même sens, ce qui découle d'ailleurs du fait que plus les fissures sont rapprochées, plus la Surface Enveloppe est redressée.

Dans ce qui précède, il faut entendre par distance entre fissures l'écart moyen, car si dans certains toits les intervalles entre fissures sont à peu près égaux, dans d'autres ils varient fortement. En effet, les roches ne sont pas homogènes, leur résistance est différente d'un point à l'autre, elles peuvent par endroit avoir subi une déformation criquée, les agrippages sont très variables, les glissements et les flexions sont très irréguliers et se font d'ailleurs par saccades.

16. — DIFFERENTES SORTES DE TOIT

Chaque banc a sa « mécanique » propre qui tient à la nature, à la texture et à la résistance de la roche qui le compose, à son épaisseur et, comme on vient de le voir, à l'influence de facteurs qui lui sont extérieurs. De tous les bancs qui entourent une couche, le plus important est le premier banc de toit dont le comportement détermine la sécurité de la taille.

On dit qu'on a affaire à un **mauvais toit** ou **faux toit**, lorsque le premier banc du bas toit est tellement fissuré qu'il se présente comme une masse plus ou moins pulvérulente qui ne peut résister qu'à une portée réduite extrêmement faible. Il s'éboulerait si on ne le retenait par un soutènement avec garnissage à mailles d'autant plus serrées que la roche est plus déliteuse.

Un banc peut être déliteux soit par nature, soit par le fait de l'exploitation. Les faux toits sont en général constitués de roches charbonneuses sans résistance dans lesquelles la fissuration est très active tant transversalement que longitudinalement. Certains bancs de schiste zonaire, épais et apparemment durs, résistent peu aux tensions tangentielles et se feuilletent en banc minces qui se déboîtent facilement et supportent mal la flexion. D'autres constitués par du schiste compact résistent également mal parce qu'ils se découpent en rhomboédres à faces très planes, qui laissent se produire de forts glissements en raison du manque d'agrippages.

A l'opposé du précédent, on dit qu'on a un **bon toit** lorsque le premier banc est du schiste compact, du grès ou certains calcaires résistants qui se fissurent peu et ne se laissent pas feuilleter. Un bon toit fléchit peu, ne pèse guère sur le soutènement et sur le remblai et est capable de prendre de grandes portées réduites sans s'ébouler.

Un bon toit peut être trop bon et être ou devenir un **toit raide** et donner des coups de charge s'il est trop peu fissuré parce qu'il est trop épais, trop résistant, que la vitesse de progression est trop importante, ou encore qu'il est situé trop près de la surface du sol.

Par ailleurs, un toit bon ou mauvais peut être un **toit lourd** ou **toit pesant** lorsque le bas toit est épais et qu'il est constitué de bancs flexibles qui pèsent de tout leur poids sur le premier banc. Celui-ci risque alors de s'effondrer s'il est défectueux ou de donner des coups de charge s'il est raide.

Sont lourds également les toits qui contiennent des veinettes et d'autant plus que celles-ci sont proches de la couche (fig. 14). Le charbon, à cause de sa grande dilatation de détente, flue vers la zone à moindre pression au-dessus de l'atelier de travail où il exerce une poussée qui, supprimant le décollement D du haut toit, se transmet vers le bas sur le premier banc.

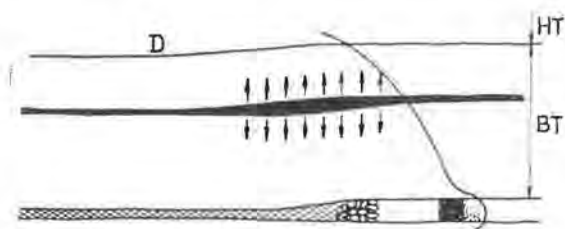


Fig. 14.



Fig. 15.

Certains toits présentent des cloches naturelles ou formées par la fissuration. Les premières sont des nodules notamment de sidérose (fig. 15) qui se dilatent moins sous la chute de tension que la roche dans laquelle elles sont incluses et qui s'en détachent lorsqu'elles sont mises à découvert. Ces cloches souvent très lourdes, car leur diamètre peut atteindre 20 à 30 cm, tombent sans prévenir en brisant le garnissage. Heureusement elles se localisent dans certaines couches bien repérées.

Les autres cloches proviennent de la conjugaison d'une fissure naturelle avec une fissure préalable b (fig. 16), ou ce qui est plus rare, de cette dernière (fig. 17) avec une fissure préalable secondaire c d'inclinaison tête au charbon. Le toit est alors découpé en dièdres qui peuvent atteindre de grandes dimensions et qui, si le soutènement n'est pas assez résistant et surtout suffisamment stable provoquent les mêmes accidents que les dalles (n° 13).

Des blocs semblables peuvent provenir de la conjugaison des fissures préalables de la taille avec celles d'une exploitation antérieure prise dans une couche sous-jacente dont le front n'était pas parallèle à celui du chantier actuel ou progressait dans le sens opposé. La chute des blocs est d'autant plus facile que les anciennes fissures se sont plus ouvertes et que les eaux y ont amené un remplissage d'argile, ce qui favorise les glissements. Nous avons connu le cas d'une taille chassante dont le toit était découpé par des fissures préalables parallèles au front d'exploitation et par des fissures perpendiculaires aux premières, produites plusieurs années auparavant par une taille montante prise dans une couche située à quelques mètres dans le mur.

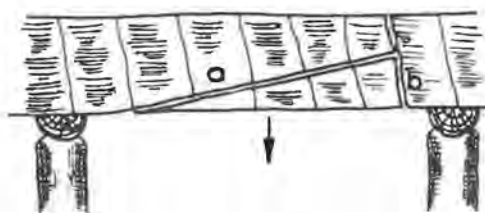


Fig. 16.

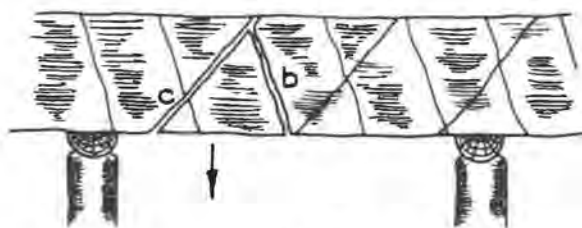


Fig. 17.

17. — Les premiers bancs des hauts toits successifs qui, puisqu'ils provoquent les décollements, sont toujours raides, peuvent donner lieu à **des coups de charge du haut toit** lorsque le contrôle à l'arrière étant insuffisant leur portée réduite dépasse la valeur critique. Il se produit une rupture de leur continuité géométrique avec production d'une onde de choc dont l'action sur le bas toit est d'autant plus violente que le banc, cause du phénomène, est situé plus près de la couche, parce qu'elle n'est pas amortie par une masse suffisante de terrains sous-jacents. Cette onde peut faire s'ouvrir des cassures dans le premier banc de bas toit avec parfois de fortes dénivellations et même provoquer des éboulements. Comme ceux du bas toit, ces coups de charge se font à intervalles de temps réguliers, dont la période augmente avec la raideur du banc et la vitesse de progression de la taille.

Certains hauts toits, tout en étant plus raides que le bas toit, sont cependant assez flexibles pour rattraper rapidement ce dernier dont l'affaissement est retardé par le soutènement. On a alors affaire à un **haut toit lourd** dont le poids sur la taille s'ajoute à celui du bas toit.

18. — COMPORTEMENT DU MUR

Le comportement du mur est identique à celui du toit. Les bancs se soulèvent et se décollent sous l'action de la poussée de dilatation tangentielle T (fig. 12) parallèle à la stratification et provoquée par la détente des bancs le long de la Surface Enveloppe. Les décollements moins importants qu'au toit, sont cependant suffisants pour servir de canaux de circulation aux eaux. Celles-ci s'infiltrèrent et parfois resurgissent très bas dans la taille à l'endroit d'une cassure.

Si le mur est tendre, il se laisse fortement fissurer et donne lieu à un fort soufflage qui contrarie l'abattage et gêne le travail en taille, mais qui par contre, en augmentant rapidement le rapprochement des épontes, facilite parfois le contrôle du toit. C'est grâce à ce soufflage qu'exceptionnellement certaines tailles peuvent fonctionner sans contrôle, comme on l'a vu plus haut. Dans bien des cas d'ailleurs, le mur souffle plus que ne descend le toit, parce qu'il est formé de roches plus grossières, moins résistantes, moins homogènes à grains plus gros et traversées par des débris de végétaux. Les murs tendres ont le grave inconvénient d'offrir une assise insuffisante et de se laisser poinçonner par le soutènement.

Si le premier banc ou même le second banc est très résistant et d'épaisseur moyenne (0,10 à 0,20 m), il peut donner lieu à des **coups de mur** semblables aux coups de charge du toit. Le phénomène se produit lorsque les bancs sous-jacents se détendent fortement parce qu'ils sont naturellement de faible résistance ou que celle-ci est diminuée par la présence d'eau. Sous la poussée de dilatation, les agrippages du banc raide se rompent avec un bruit sourd et production d'une onde de choc, le mur se soulève brusquement et il se forme une cassure parallèle au front avec parfois des dénivellations importantes. Le phénomène a toutefois moins d'intensité et est moins fréquent que le coup de charge du toit, il est surtout gênant dans les couches extra minces.

Le soufflage ainsi que le risque de coups de charge, sont particulièrement importants lorsqu'une veinette se trouve à proximité de la couche. Si un coup de charge se produit dans de telles conditions, il est accompagné d'un afflux de grisou qui provient de la mise à nu brusque de

grandes surfaces de dégagement et de l'ouverture de cassures par où le gaz peut sortir rapidement. Dans certaines couches de potasse où le mur est un sel gemme très raide en dessous duquel se trouvent des bancs de schiste charbonneux, il s'est produit de violents coups de mur, et alors que la mine n'est normalement pas grisouteuse, le dégagement de gaz a parfois été tel qu'il en est résulté des accidents graves.

19. — SURFACE ENVELOPPE DES TERRAINS DETENDUS AU MUR

Tout comme au toit, la fissuration d'un banc du mur se fait avec un certain retard sur celle du banc plus proche de la couche. Ce retard est même plus important qu'au toit parce que la pesanteur n'aide plus au décolllement; au contraire, le poids des roches détendues contrarie le desserrage. A une certaine profondeur sous la couche, cette charge devient telle que la fissuration ne se produit plus. La Surface Enveloppe au mur a donc une pente très faible à front et devient rapidement parallèle à la couche en arrière de la taille. La profondeur de détente D (fig. 12) peut atteindre 12 à 15 m dans les terrains tendres et se réduire à 3 à 4 m si les roches sont dures. C'est parce que cette détente est limitée et qu'elle n'atteint pas les couches sous-jacentes à moins qu'elles ne soient très proches, qu'il est préférable d'exploiter un gisement en descendant. De cette façon, on déhouille dans des terrains non fissurés, mais simplement influencés. La Surface Limite d'Influence descend en effet très profondément sous la couche jusqu'à plus de 200 m d'après Löffler (8).

20. — INFLUENCE DE L'HUMIDITE

L'humidité influence fortement la tenue des épontes et ainsi le contrôle du toit. L'eau diminue la résistance des roches qui sont plus fissurées par l'exploitation, elle facilite les glissements des blocs, les terrains sont plus flexibles, plus déliteux et pèsent plus sur le soutènement. Le mur gonfle fortement et, comme on vient de le voir, il peut se produire des coups de charge. C'est pour cette raison que le remblayage hydraulique dans les couches d'ouverture moyenne a souvent dû être abandonné malgré sa grande efficacité au point de vue descente des terrains. Le procédé provoquait un tel soufflage du mur, surtout si on remblayait par 2 ou 3 allées à la fois, que le rapprochement exagéré des épontes empêchait la mise en place d'une quantité suffisante de remblai. L'injection d'eau en veine, si utile dans la lutte contre les pous-sières et pour faciliter l'abattage du charbon, doit parfois être abandonnée à cause de l'altération

qu'elle provoque dans les roches lorsque la veine est très dure et que ses fissures s'ouvrent moins bien que celles des épontes qui absorbent alors l'humidité.

21. — AUTRES ROLES DU CONTROLE DU TOIT

Le contrôle du toit n'a pas seulement pour but de maintenir **un toit sain**, il joue d'autres rôles, secondaires peut être, mais tout autant indispensables dans une exploitation bien conduite.

Le premier rôle est l'influence que le contrôle du toit exerce sur l'abatage du charbon. Une couche est d'autant plus facile à abattre que ses clivages sont plus ouverts et que les blocs compris entre ces derniers et entre les fissures préalables sont plus disloqués. Cette ouverture et cette dislocation sont en ordre principal le fait des réactions des épontes qui prennent la couche comme dans une pince. Nous montrerons dans une publication prochaine, que cet effet des pressions de terrains est d'autant plus intense que le toit et le mur fléchissent moins au droit du massif et que le soutènement, tout en empêchant un rapprochement excessif des épontes, n'a cependant pas une rigidité telle qu'il absorbe la plus grande partie des réactions du terrain et ne les laisse pas agir sur la couche. Au point de vue abatage, il faut donc un contrôle du toit à l'arrière aussi efficace que possible de façon à ce que, à front et dans l'atelier de travail, le soutènement puisse conserver une certaine souplesse.

Le contrôle du toit doit aussi empêcher une détente exagérée des veinettes proches de la couche qui sinon dégageraient de grandes quantités de grisou, et une dislocation trop forte des épontes, pour ne pas créer des canaux par où le gaz pourrait affluer vers la taille et vers la galerie de tête. De plus, il doit être un moyen de combler le vide de l'arrière taille et ne pas laisser subsister un réservoir où le grisou peut s'accumuler.

Enfin, il est nécessaire pour canaliser l'air de ventilation à front, pour préserver les galeries de

chantier, limiter les affaissements du sol et réduire les dégâts aux constructions et aux ouvrages dans la mine elle-même.

22. — LE CONTROLE DU TOIT, OPERATION ESSENTIELLE

Le contrôle du toit apparaît ainsi comme une opération essentielle, celle qui conditionne la sécurité de la taille, le fonctionnement régulier de l'exploitation et sa productivité. De plus, il constitue un poste non négligeable du prix de revient.

Rappelons encore que la vitesse de progression d'une taille joue un rôle aussi important dans la tenue des terrains que le contrôle du toit.

23. — REMARQUE

On a pu voir par ce qui précède, l'importance qu'ont dans le comportement des bancs, la nature des roches, leur texture, l'épaisseur des strates et la présence de veinettes proches. Toute étude de chantier doit donc commencer par un examen approfondi des terrains sur une certaine distance de part et d'autre de la couche à exploiter.

D'autres facteurs ont également une influence : la proximité d'une faille qui à cause des efforts résiduels des tensions orogéniques agit comme si on se trouvait à une profondeur beaucoup plus grande que la cote réelle, les dérangements, les plis, les recoutelages qui lors de leur formation ont parfois donné lieu à une déformation criquée des roches, lesquelles ont ainsi perdu une grande partie de leur résistance. Il y a l'influence de la pente qui tend à faire glisser les terrains, et qui, en raison de son importance, sera traitée au chapitre VII. Enfin, il y a l'influence d'autres exploitations ; les anciennes, qui ont déjà préalablement fissuré les terrains, et celles en cours, qui par l'augmentation des tensions et les mouvements qu'elles provoquent, apportent des perturbations graves, notamment dans les galeries de chantier.

II. — LA TAILLE REMBLAYEE.

24. — RAPIDITE DE PORTANCE ET COMPACTITE

Le remblai mis en place dans une taille remblayée ne contrôle efficacement le bas toit et les différents trains de haut toit, que s'il possède des qualités de portance et de compacité en fonction des bancs dont il doit diminuer la portée réduite.

Un remblai est dit **rapidement portant** lorsque dès sa mise en place, il possède une rigidité suffi-

sante pour s'opposer à la descente du bas toit. La première condition pour qu'un remblai soit rapidement portant est qu'il soit convenablement serré au toit. Un remblai simplement étalé dans une taille sans être « bourré », ou un remblai très foisonné, ne portera le bas toit que lorsque celui-ci se sera déjà fortement affaissé.

Un remblai est **compact** ou incompressible lorsqu'il doit peu se tasser pour acquérir sa rigidité

maximum. Un tel remblai laisse peu se rapprocher les épontes. La compacité dépend de la dureté des matériaux employés, de leur granulométrie et du soin apporté à les mettre en place. Un muret de grosses pierres plates provenant du toit est très compact, le remblai pneumatique bourré par la violence du jet, l'est également. Le premier est plus rapidement portant parce qu'il est serré au toit, alors qu'il reste presque toujours un vide entre le bas toit et le remblai pneumatique. Le soutènement contrarie en effet le jet des pierres et le gonflement des treillis ou des toiles de soutien laisse s'affaïsser le remblai. Il est moins rapidement portant et même moins compact encore lorsqu'il est mis en place derrière un « Wanderwand » ou cloison déplaçable qui ne retient les pierres que pendant le temps nécessaire au soufflage.

On peut comme l'a fait Jacobi (13), étudier les remblais par leurs courbes caractéristiques obtenues en les soumettant à des essais de compression soit au jour, soit au fond, et en mesurant le tassement. On porte en abscisse les rapprochements des épontes en fonction de l'ouverture de la couche et en ordonnée les pressions. Les résultats donnent une dispersion importante, surtout si on opère au fond, à cause de la perturbation apportée par les appareils de mesure qui constituent souvent des points forts. La figure 18 représente les résultats moyens pour différentes sortes de remblai.

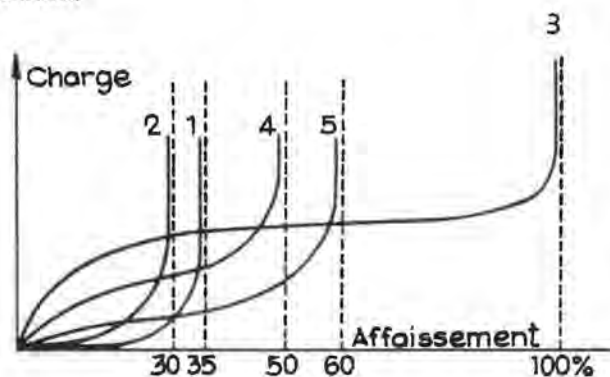


Fig. 18.

La première partie des courbes mesure la rapidité de portance, plus elle est plate et longue moins vite porte le remblai. La partie redressée indique par l'abscisse de son asymptote verticale la compacité, c'est-à-dire l'écrasement final relatif du remblai. Ainsi le remblai pneumatique (1) n'est pas rapidement portant, mais il est compact. Il s'écrase de 30 à 45 % suivant le soin mis à combler les vides. Le remblai hydraulique (courbe 2) est plus rapidement portant et plus compact. Le rapprochement se limite à 20-35 % de l'ouverture de la couche suivant l'influence plus ou moins grande de l'humidité sur le soufflage du mur.

La courbe 3 est celle qu'on obtient avec les piles de bois serrées par des coins. C'est un soutènement plutôt qu'un remblai. Il est très rapidement portant, mais lorsque la charge atteint une certaine valeur, il s'écrase fortement, laissant pratiquement les épontes venir en contact. C'est cette rapidité de portance qui fait utiliser les piles de bois comme soutènement de secours en cas de menace de coup de charge quand il s'agit de diminuer au plus tôt la portée réduite.

Les murets de pierres sèches (courbe 4) sont, on l'a vu, rapidement portants mais s'écrasent à la longue.

Enfin, les remblais faits à la main laissent se rapprocher les épontes de 50 à 70 % (courbe 5) suivant la façon dont sont confectionnés les épis. Les pierres fines ne sont portantes que si elles sont entourées de murets serrés au toit et qui font office de frettes. Le remblai mis en place par scraper doit être en général rangé parmi les mauvais remblais. Il est rarement bien tassé, le plus souvent on se contente de laisser le bac étendre les pierres dans la taille pour se débarrasser des produits du bosseyement de la voie de tête et ne pas avoir à les transporter vers les puits. Si on veut que ce remblai serve au contrôle, il faut faire monter quelques épis serrés au toit.

Il résulte finalement qu'au point d'équilibre M (fig. 8) où le rapprochement des épontes est pratiquement terminé, le mur et le toit se sont rapprochés dans les proportions suivantes :

50 à 75 % lorsque le remblai est mis en place à la main,

30 à 45 % avec du remblai pneumatique,

20 à 35 % avec du remblai hydraulique,

ce qui correspond à des coefficients de foisonnement K variant de 1,4 à 3. Le coefficient 3 plus grand que le coefficient 2 généralement trouvé lorsque des roches sont abattues à l'explosif, montre que le remblai n'est pas soigné et qu'il reste des vides.

25. — VOLUME DE REMBLAI A METTRE EN PLACE

Pour pouvoir mettre en place une quantité suffisante de remblai, il est souhaitable de remblayer aussi près du front et aussi tôt que possible après l'abattage du charbon et de ne pas attendre que les épontes se soient exagérément rapprochées. Le volume V de matériaux qu'on peut remblayer par m² de surface de mur est égal (fig. 19) à :

$$V = h (1 - a - b)$$

où $a = (h - h')/h$ et où b est le rapport entre le volume des bois non récupérés et celui du vide $1 \text{ m}^2 \times h$.

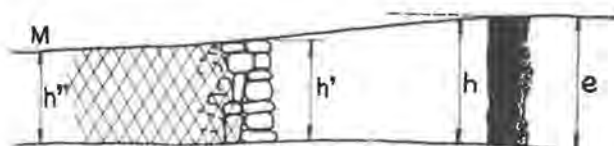


Fig. 19.

Avec des épontes raides le coefficient a descend à 0,03, mais il peut atteindre 0,20 à 0,30 dans le cas de terrains lourds et de couches minces ; le rapport b varie de 0,03 à 0,10. Ces coefficients sont à déterminer dans chaque cas.

L'ouverture h'' au point d'équilibre est égale à :

$$h'' = (h/K) (1 - a - b)$$

K étant le coefficient de foisonnement du remblai au moment où il est mis en place (n° 24).

Le remblai le meilleur est celui qui remplit complètement le vide, toutefois, le coût et les difficultés d'approvisionnement en pierres sont tels que le plus souvent on doit se contenter de remblayer par épis ou en damier. Le remblai complet n'est d'ailleurs nécessaire que lorsqu'on a affaire à un toit délité ou particulièrement lourd qui s'effondrerait entre les épis, ou encore lorsqu'on veut préserver la surface du sol ou des ouvrages surincombants. Il vaut d'ailleurs mieux, si on est limité en matériaux, les utiliser pour faire de bonnes dames de remblai rapidement portant et compact plutôt que d'étendre les pierres sans les serrer au toit. Dans ces conditions, si A est le coefficient de remplissage, c'est-à-dire le rapport de la surface de mur remblayée par rapport à la surface totale déhouillée, le volume de matériaux nécessaire par tonne de charbon abattue est égal à :

$$V = [A \cdot h (1 - a - b)] / 1,35$$

Le coefficient A peut descendre en-dessous de 0,5 avec des toits particulièrement solides et atteindre 0,7 dans le cas de terrains moins bons.

III. — SOUTÈNEMENT DE LA TAILLE REMBLAYÉE

27. — RÔLE DU SOUTÈNEMENT

Malgré un remblai rapidement portant, compact et placé aussi près que possible du front, il arrive que le premier banc du bas toit ne résiste pas à sa portée réduite. Il s'effondrerait dans l'atelier de travail si un soutènement ne venait à son aide. C'est le cas des toits délitéux, des faux toits qu'on « renclove » et des toits lourds.

De plus, comme on l'a vu plus haut, c'est le soutènement à front qui détermine en grande par-

tie la fissuration dans le massif et qui empêche le desserrage trop rapide des fissures.

A ce sujet, notons que le coefficient A pour un remblai composé d'éléments fins n'est pas celui calculé avec la surface remblayée, mais avec une surface moindre ; en effet, ce remblai n'est portant qu'au centre et non sur ses bords, à moins qu'il ne soit freiné par des murets de pierres sèches (n° 24). C'est parce que la continuité des épis leur donne une résistance à l'écrasement plus forte qu'il est préférable d'utiliser ce procédé plutôt que de remblayer en damier.

26. — COMPACTE ET RAPIDITÉ DE PORTANCE EN FONCTION DES TERRAINS

La portance ne peut pas non plus toujours être ce qu'on voudrait qu'elle fut, on est limité par le coût croissant avec le soin qu'il faut apporter à la confection du remblai, encore que la dépense en salaires tout au moins, est souvent la même que le travail soit bien fait ou mal exécuté. On en est alors réduit à remblayer en tenant compte des conditions de tenue du toit, conditions qu'on peut résumer dans la règle de remblayage suivante :

Le remblai doit être d'autant plus immédiatement portant, incompressible, mis en place rapidement et le plus près possible du front, que la couche est de grande ouverture, que le toit est raide, qu'il est chargé, que le mur est délitéux et que la taille progresse rapidement.

Cette règle se déduit de l'analyse qui précède puisque la portée réduite (fonction de $A.M.$) est d'autant plus grande que la veine est puissante, le toit raide et la progression de la taille rapide, alors que la portée critique d'un banc diminue avec la charge. D'autre part, un mur qui souffle empêche la mise en place d'un volume suffisant de remblai et de plus, en reprenant sous la charge son niveau initial, il oblige le toit à s'affaisser d'une hauteur importante, ce qui augmente fortement la portée $A.M.$ (fig. 19).

Dans les mines de houille, le soutènement est toujours placé systématiquement de façon à assurer la sécurité en tendant un « filet protecteur » qui empêche la chute de morceaux de toit qui viendraient à se détacher. Dans les mines métalliques, la protection se réduit le plus souvent à quelques madriers soutenus par des poteaux et placés aux seuls endroits où il y a menace d'éboulement.

Pour remplir son rôle de sécurité, le soutènement doit être constitué d'un garnissage à mailles

d'autant plus serrées que le premier banc de toit est plus délitéux. De plus, il doit être agencé de façon à n'être ni déversé par les mouvements des terrains, ni brisé par les charges qu'il doit supporter. En outre, il doit avoir des surfaces d'appui suffisamment larges pour ne pas poinçonner ni détériorer les épontes.

28. — CALCUL DE LA CHARGE SUR LE SOUTÈNEMENT

Soient l la distance entre les files d'étauçons parallèles au front et l' la distance entre étauçons d'une même file. Le rapport l/l' indique la **densité du soutènement** ou nombre d'éléments par m^2 de toit.

Le premier banc du bas toit étant une poutre (une dalle) continue reposant sur le massif, sur le remblai et sur les soutènements, l'ensemble forme un système hyperstatique. La charge que supporte un étauçon dépend donc de la façon dont ce premier banc pèse sur lui. Cette charge est par conséquent proportionnelle à la surface ll' , à la composante normale du poids, ainsi qu'à la rigidité de l'étauçon.

Lors de la mise en place de l'étauçon à front, l'ouvrier lui donne un serrage initial AB (fig. 20)

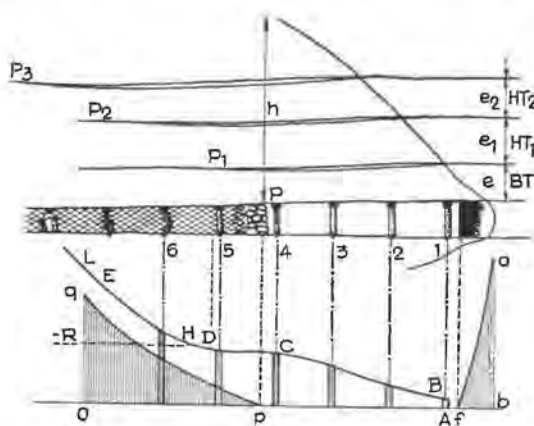


Fig. 20.

d'ailleurs très faible. Avec le temps le premier banc dont la déformation est très réduite à front pèse de plus en plus, la charge tend vers :

$$d \, ll' \, \delta \cos i$$

d , étant l'épaisseur du premier banc, δ le poids spécifique et i la pente. La descente du premier banc étant ralentie, le second le rattrape, puis le troisième et ainsi de suite, jusqu'à ce que les décollements initiaux étant disparus le bas toit ait pris son épaisseur e . A ce moment la charge devient :

$$C = FSN \, ll' \, e \, \delta \cos i \quad (1)$$

f , S et N sont des facteurs de proportionnalité. Le coefficient f , plus petit que l'unité, tient compte de la résistance à la flexion du banc et donc de la flèche que ce dernier peut prendre au point considéré, il serait égal à 1 pour un faux toit sans résistance pesant de tout son poids sur l'étauçon et serait presque nul pour un bas toit très raide. A front, la valeur de f est très faible puisque les épontes sont à peine déformées, elle augmente lorsque le front continuant à progresser l'étauçon s'en trouve de plus en plus éloigné. Le coefficient f est d'autant plus faible que le remblai est plus portant et que la progression se rapproche mieux de la vitesse optimum. La valeur de f s'accroît avec le temps mais plus faiblement qu'avec la portée (n° 2).

La fonction S , également plus petite que l'unité, dépend de la rigidité du soutènement, donc de la rigidité de l'ensemble mur, étauçons, bèles et toit. Elle tend vers l'unité si les épontes sont résistantes et si la bèle et les étauçons ne se dérobent pas (n° 63 et 64).

Le facteur N , tient compte de la répartition des charges dans le système hyperstatique, notamment de la distance au front et de ce que les étauçons les plus élastiques se déchargent au détriment des plus rigides. Pour ces derniers, N peut prendre une valeur supérieure à l'unité.

Mais pendant que le soutènement et le remblai freinent la descente du bas toit, celui-ci est rattrapé en P , par le premier train de haut toit ; la charge devient :

$$C = S f N \, ll' \, e \, \delta \cos i + S f_1 N \, ll' \, e_1 \, \delta \cos i$$

Cette charge augmente encore chaque fois qu'un nouveau train de haut toit rattrape le précédent (courbe $E L$). La charge finale vaut :

$$C = S N \, ll' \, \delta \cos i [f e + \sum f_n e_n] \quad (2)$$

Rappelons qu'une veinette située dans le bas toit ou à faible distance dans le haut toit, gêne les décollements par sa dilatation de détente. Elle exerce une poussée p , par- m^2 de toit, qui peut dépasser largement la valeur de l'expression (2). On a alors :

$$C = S N \, ll' \, \delta \cos i [f e + \sum f_n e_n] + ll' p \quad (3)$$

La variation de la charge sur un étau peut donc se représenter par le diagramme $AB C D E$. Après le serrage initial AB , la charge augmente au fur et à mesure que les décollements des bancs du bas toit se referment ($B C$) ; elle se stabilise ($C D$) tant que le premier haut toit n'a pas rattrapé le bas toit pour s'accroître à nouveau dès qu'on dépasse le point de contact P . Lorsque la

gréseuses étaient très raides, nous avons exploité des tailles où après chaque progression de 15 à 20 m, il se produisait des coups de charge. Ceux-ci étaient très violents avec de fortes dénivellations entre les lèvres des cassures et parfois même des éboulements qui venaient jusqu'à front. A cause de l'ouverture, le foudroyage était impossible. L'enlèvement du soutènement était dangereux et le toit venait mal. Après avoir essayé tous les procédés, y compris le remblayage pneumatique dans lequel on intercalait des piles de bois pour le rendre plus rapidement portant, on en vint à creuser des fausses voies au toit distantes de 10 m l'une de l'autre et à ériger des épis serrés de 4 à 5 m de largeur, les coups de charge disparurent complètement.

Depuis lors plusieurs applications de ce mode de contrôle ont été faites pour traiter des toits raides et toujours avec succès. Souvent le coup de charge au départ a pu être sinon évité, du moins fortement réduit dans son intensité. C'est surtout le fait de rendre le toit plus flexible qui joue le rôle principal. C'est ainsi que dans certains cas, par exemple dans les couches extra-minces exploitées par pilotes (n° 34), et dans la partie supérieure des tailles où les pierres provenant du bossellement de la galerie de tête sont remblayées par scraper, on se contente de découper le toit en minant une tranchée mais sans remblayer les pierres. Pour que le procédé soit efficace, il faut rechercher expérimentalement la distance maximum à laisser entre les fausses voies, distance qui le plus souvent est comprise entre 10 et 15 m.

Un autre moyen d'éviter les coups de charge est de faire précéder l'exploitation de la couche à toit raide par celle d'une autre couche située au mur. Le banc raide est trop distant de la couche égide pour y provoquer des coups de charge, mais il subit la fissuration préalable que produit l'exploitation de cette couche. Ses agrippages sont desserrés par la flexion, et il devient suffisamment souple pour que, par après, l'abattage se fasse sans incidents dans la couche dangereuse. C'est un des rares cas avec celui des couches à dégagements instantanés de grisou, où il vaut mieux exploiter dans l'ordre montant.

34. — CONTRÔLE DES COUCHES EXTRA MINCES PAR PILOTS DE BOIS PERDUS

Dans les couches extra minces qui ne sont exploitables que si les épontes sont solides et donc raides, il se produit souvent des coups de charge. Or le foudroyage y est impossible et le remblayage trop coûteux, aussi se contente-t-on de placer de gros pilotes de bois perdus. Ceux-ci supportent très bien le toit à front, et en s'écrasant à l'arrière

le laissent lentement venir en contact du mur (fig. 22). Toutefois, il est très important de bien adapter la rigidité d'un tel soutènement aux conditions de gisement : des pilotes trop minces ou placés avec une densité trop faible ne soutiennent



Fig. 22.

pas assez le toit à front, par contre, des pilotes trop rapprochés ou trop gros provoquent des fissures trop distantes et ne laissent pas se desserrer suffisamment les agrippages. Les épontes deviennent trop raides et ne viennent pas assez rapidement en contact, la distance AM est exagérée et il peut se produire des coups de charge. De plus, si le premier banc de toit est d'épaisseur moyenne il peut être découpé en dalles dangereuses (n° 13) qui gênent particulièrement l'abattage par rabot scraper.

Si l'on craint que des coups de charge se produisent malgré les pilotes, on place à l'arrière des piles de bois déplaçables. Celles-ci plus stables « encaissent » mieux le choc. On peut serrer ou non ces piles au toit. Dans ce dernier cas, les « piles postiches », plus facilement démontables, n'entrent en action que lors d'un coup de charge. Elles ne sont toutefois agissantes que si leur distance au toit est bien déterminée, trop hautes, elles se serrent par le rapprochement des épontes, trop basses elles n'entrent pas assez vite en action. On va parfois, comme on vient de le voir, jusqu'à creuser des fausses voies au toit, mais sans remblayer les pierres, uniquement pour découper des « lanières ».

35. — TRAITEMENT DU HAUT TOIT

Dans une taille remblayée, le haut toit se comporte généralement bien. Le remblai et le bas toit foisonné laissent peu se disloquer les bancs et ceux-ci fléchissent régulièrement à l'arrière. Il se produit bien parfois des coups de charge du haut toit, dont l'influence sur la taille est faible sauf si le banc raide est très proche de la couche. Dans ce cas le choc n'est plus amorti par une masse suffisante de terrain, le remblai et le soutènement doivent alors être aussi soignés que s'il s'agissait d'un toit raide.

Les coups de haut toit sont surtout à éviter lorsque le bas toit est mauvais. On risque alors que le choc ne détruise le boisage toujours instable avec un faux toit.

36. — COUP DE CHARGE AU DEMARRAGE D'UNE TAILLE

Toutes les tailles donnent lieu à un coup de charge au démarrage, même si leur toit est du schiste, parce qu'au début de l'exploitation, les tensions en avant du front n'ont pas encore atteint une valeur qui provoque une fissuration préalable suffisante ; de plus, les agrippages des fissures ne sont pas encore desserrés. Il arrive même lorsque les bancs sont très épais et très résistants que le phénomène de la fissuration n'ait pas encore démarré et qu'il faille progresser de plusieurs allées avant que ne se forme la première fissure. Celle-ci se fait alors avec une libération importante d'énergie élastique, il se produit une violente onde de choc. C'est le **coup de toit** qu'on rencontre fréquemment mais avec une intensité plus grande dans les exploitations par piliers abandonnés de couches à épontes raides.

Au démarrage, le toit fléchit peu, ne se pose pas sur le remblai, les décollements initiaux qui se forment à la Surface Enveloppe restent ouverts sur de grandes largeurs, le soutènement se met peu en charge et les bancs prennent une portée réduite de plus en plus grande. Ce n'est qu'après 15 à 30 m de progression à partir de la communication d'aérage, que cette portée dépasse la portée critique à laquelle le banc le moins flexible peut résister, la continuité géométrique se rompt, c'est le **coup de charge au démarrage**. Celui-ci débute par des **coups de pression** brusques, les bèles s'écrasent, les montants cassent et le remblai se comprime. Si on ne diminue pas rapidement la portée en plaçant de fortes piles de bois serrées au toit et en renforçant le soutènement, la taille risque de s'ébouler dans les allées de travail.

Le coup au démarrage ne se fait pas sur toute la longueur de la taille en même temps. Il commence là où les bancs sont moins raides ou moins résistants, ou encore aux endroits où le contrôle du toit moins soigné, laisse la portée réduite atteindre rapidement la valeur critique. On peut dire qu'au démarrage, chaque couche a une façon de se comporter qui lui est propre et qu'on retrouve chaque fois que les conditions de gisement et d'exploitation, mode de contrôle et vitesse de progression, sont identiques.

Le phénomène est d'autant plus violent qu'il se produit après un avancement plus grand parce qu'il libère alors une énergie élastique accumulée dans une masse de terrains plus considérable. Le démarrage d'une taille doit donc s'effectuer de fa-

çon à provoquer le coup de charge aussi rapidement que possible. Pour cela, il faut progresser lentement, pour laisser le temps aux agrippages de se desserrer et aux bancs de fléchir et de se poser sur le remblai. Il faut déboiser le « montage initial » pour que le toit découvre depuis un certain temps puisse s'ébouler et, en rompant la continuité géométrique des bancs, en supprimer la raideur. Au début le soutènement et le remblai doivent être peu serrés pour favoriser la flexion. Enfin si ces moyens s'avèrent insuffisants, on ébranle le toit par quelques mines forcées derrière des piles de bois qui limiteraient l'éboulement si celui-ci avait tendance à s'étendre dans l'atelier de travail. C'est une sorte d'amorce de foudroyage (n° 45). Lorsque le remblayage se fait par fausses voies de détente creusées au toit, le coup de départ est fortement atténué et souvent même supprimé (n° 33). Il l'est d'autant plus que l'on coupe une hauteur de toit plus grande, éventuellement en minant en deux plis, quitte à laisser les pierres sur place et à ne pas les remblayer.

Dans les tailles à toits raides qui restent un certain temps inactives, on constate souvent un coup de charge à la reprise de la progression, une sorte de nouveau coup au démarrage mais moins violent. Il est probable qu'après s'être relâchés, les agrippages se sont resserrés et ont rendu leur raideur aux bancs. D'autre part, pendant l'arrêt, la fissuration préalable a encore progressé dans la couche et dans les épontes et les clivages du charbon se sont ouverts. La portée réduite du toit a augmenté jusqu'à s'approcher de sa valeur critique.

37. — COUPS DE CHARGE PERIODIQUES

Après le coup de charge au démarrage, il arrive souvent que la rupture de la continuité des bancs qui en résulte permette aux agrippages de se desserrer suffisamment à chaque avancement et la taille progresse alors sans incidents. Cependant lorsqu'on a affaire à des bancs épais et résistants, leur raideur reste parfois suffisante pour donner lieu à de nouveaux coups de charge. Ceux-ci se produisent chaque fois que la taille a progressé d'une longueur telle que la portée réduite du banc atteint à nouveau sa valeur critique. Cette dernière est plus faible que celle au départ et le choc est généralement moins violent parce que le banc n'est plus encastré qu'au massif. Les coups se succèdent alors à des intervalles plus ou moins réguliers qui dépendent de la vitesse de progression. La couche Grand Xhorré de 1,35 m d'ouverture, exploitée avec remblayage, donnait un coup de charge très violent lorsqu'elle s'était éloignée de 40 m de la communication d'aérage. Par la suite, le phénomène se reproduisait tous les 15 à 20 m, mais était beaucoup moins intense.

IV. — FOUDROYAGE

38. — AUTOREMBLAI

Le second mode de contrôle du toit consiste à se procurer du remblai en laissant s'écrouler le bas toit en arrière de l'atelier de travail. Le haut toit pose sur les éboulis et est ainsi contrôlé. Quant au bas toit, dont la continuité géométrique est rompue, sa résistance à la flexion est fortement réduite, d'autant plus qu'au moment de la chute du banc il se produit un arrachage vers les éboulis qui tend à faire cheminer le toit vers l'arrière et à desserrer les fissures (fig. 23). Il s'écroulerait s'il n'était porté par un soutènement spécial qui colle fortement le bas toit contre le haut toit ; on remplace ainsi les agrippages, par des forces de frottement dans les joints de stratification qui empêchent le desserrage de se produire. De plus, en associant les deux toits, on ramène leur déformation à celle toujours faible, du haut toit dont le premier banc est plus ou moins raide.

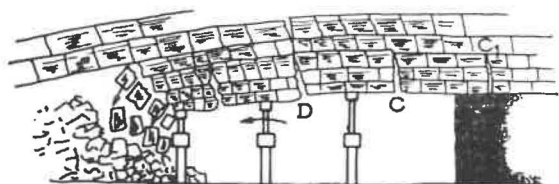


Fig. 23.

Ce soutènement peut être constitué de piles placées à la **charnière de foudroyage** et qui exercent une pression de culée H (fig. 24) contre laquelle les poussées tangentielles p venant du massif resserrent les fissures. On peut aussi répartir la pression en plaçant des étaçons convenablement disposés sur toute la surface du bas toit.

Chaque fois que le soutènement est enlevé à l'arrière de l'atelier de travail, les bancs s'écroulent plus ou moins rapidement par désagrippage le long de leurs fissures. C'est parce que les bancs ont été préalablement fissurés que le foudroyage est possible car les tensions de cisaillement que provoque la charnière de foudroyage sont nettement inférieures à la résistance des roches. On voit s'écrouler des bancs de plus de 0,20 m d'épaisseur constitués de schiste dur et de grès dont la résistance au cisaillement atteint jusqu'à 120 kg par cm^2 (20 % de la résistance à la compression), alors que la charnière formée d'étaçons de 30 tonnes de portance maximum et placés à 0,70 m de distance l'un de l'autre, n'exerce dans le plan de fracture qu'une tension de cisaillement égale à : $30.000 : (70 \times 20) = 21,43 \text{ kg/cm}^2$. C'est la dé-

monstration mathématique de la fissuration préalable.

Les roches s'écroulent jusqu'au premier banc capable de supporter la portée réduite comprise entre le bas toit resté en place au-dessus de l'atelier de travail et l'appui que forment les éboulis de foudroyage (fig. 24). Ce banc toujours plus ou moins raide constitue le premier banc du haut toit $H T$.

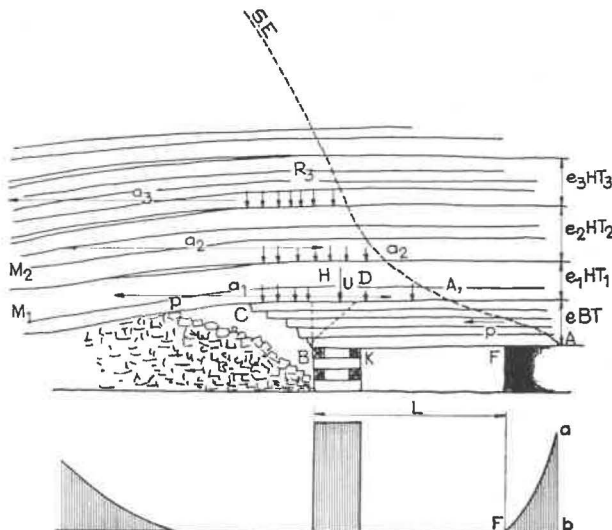


Fig. 24.

39. — CHARGE SUR L'ATELIER DE TRAVAIL

La charge sur l'ensemble du soutènement de l'atelier de travail comprend d'abord la réaction arrière du bas toit détendu $ABCA_1$ (fig. 24). Ce dernier a une portée réduite qu'on peut prendre égale à la largeur L de l'atelier de travail puisque la Surface Enveloppe AA_1 est peu relevée au-dessus du massif. La poutre étant encastree, la réaction arrière par unité de longueur parallèle au front est égale à :

$$C = 3/8 f S e L \delta \cos i$$

Les coefficients f et S plus petits que l'unité, ont la même signification que ceux utilisés pour le calcul de la charge sur le soutènement d'une taille remblayée (n° 28).

Mais les piles ou les étaçons en freinant et même en arrêtant l'affaissement du bas toit, amènent le premier haut toit à se poser progressivement sur celui-ci. Ce premier haut toit est à son tour rattrapé par le second, celui-ci par le troisième et ainsi de suite.

Finalement la charge par unité de longueur de front devient :

$$C = 3/8 f S e L \delta \cos i + 1/2 S \sum e_n a_n f_n \delta \cos i \quad (4)$$

Cette charge est celle qu'il faut prendre en considération pour calculer le soutènement, on a donc intérêt à la réduire autant que possible.

Dans le premier terme, seule la largeur L de l'atelier de travail peut être modifiée, mais on est limité dans cette voie par les nécessités de l'exploitation. D'ailleurs la charge due au bas toit est relativement faible, puisque d'une part, la largeur L dépasse rarement 6 m lorsqu'on foudroie sur piles et 4 m si l'on emploie des étaçons et que d'autre part, si on admet que les éboulis ont le même coefficient de foisonnement que les roches abattues à l'explosif dans un bosseyement, c'est-à-dire 1,5 à 2, le vide compris entre le mur et le premier banc de haut toit est comblé lorsqu'il tombe une épaisseur maximum égale à 2 fois l'ouverture de la couche. Si celle-ci est de 1 m, la charge due au bas toit est au maximum $3/8 \times 1 \times 1 \times 2 \times 6 \times 2,5 = 11,25$ tonnes. La réaction du haut toit est beaucoup plus importante, elle peut même devenir exagérée si le soutènement par sa rigidité, amène plusieurs hauts toits à se poser successivement sur le bas toit. De plus, la charge est d'autant plus grande que les trains de haut toit sont plus épais (e_n) et que leurs premiers bancs sont plus raides et prennent des portées réduites $a_1, a_2, \dots$ importantes. Ce sont les hauts toits de schiste compact qui tout en ayant une bonne portée réduite critique, sont assez fissurés pour être suffisamment flexibles et se poser rapidement sur les éboulis qui donnent les charges les plus faibles.

L'ouverture de la couche joue également un rôle : plus elle est grande, plus il faut pour avoir assez de remblai, qu'il tombe une épaisseur plus importante de bas toit, ce qui augmente la charge de ce dernier ; en outre le haut toit doit plus s'affaisser avant d'atteindre son point d'équilibre M , ce qui augmente la portée AM .

La vitesse de progression de la taille a également une grande influence sur la charge (n° 12).

Plus elle est grande, plus elle diminue la portée réduite des hauts toits flexibles et augmente celle des toits raides. Le premier banc de haut toit étant toujours plus ou moins raide, sinon il se serait éboulé avec les bancs du bas toit, les grands avancements augmentent généralement la charge sur l'atelier de travail. On est parfois obligé de réduire la vitesse de progression lorsque les pressions deviennent excessives.

Un autre effet des grands avancements est de rendre plus plate la Surface Enveloppe, de diminuer le poids du bas toit et le nombre de trains de bancs de hauts toits qui interviennent.

40. — CONTROLE DU HAUT TOIT

La charge peut également être très importante lorsque le contrôle du haut toit est insuffisant. Les éboulis sont tels qu'ils tombent et l'autorembloi ne répond pas toujours à la règle de remblayage (n° 26). Il peut ne pas être assez rapidement portant, assez compact, ni en quantité suffisante.

Il arrive lorsque le premier banc est plus raide que les bancs surincombants, qu'il supporte tout le poids du bas toit et si les agrippages ne sont pas fortement serrés, celui-ci s'éboule en masse sur toute son épaisseur sans foisonner. Les éboulis ressemblent à un mur de pierres sèches et laissent au-dessus d'eux un vide assez important (fig. 25). Le haut toit ne se pose sur les éboulis qu'à une trop grande distance du massif.

Si le bas toit est constitué de bancs durs, épais et surtout si l'on se trouve à faible profondeur, le foudroyage se fait en grosses pierres. Ces éboulis parfois de très grandes dimensions surtout en longueur, se comportent comme un foudroyage en masse, ou s'ils tombent les uns après les autres, s'arc-boutent entre eux pour former des points d'appui P (fig. 26) qui, comme les soutènements qu'on n'a pu retirer, empêchent l'éboulement d'une



Fig. 25.



Fig. 26.

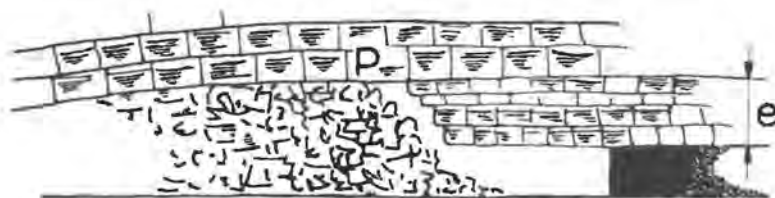


Fig. 27.

épaisseur suffisante de roches. Si au contraire, le bas toit tombe en petits morceaux (fig. 27), le foisonnement en fait un remblai qui remplit bien les vides mais qui à cause de sa grande compressibilité, n'offre qu'une faible portance. Malgré un point de contact P rapproché du front, le point d'équilibre M est très éloigné. De plus, les éboulis ont tendance à envahir les allées de travail.

Le meilleur remblai est celui que procurent **des éboulis de grosseur moyenne**. La dimension des éboulis dépend de la fissuration du bas toit et notamment de la distance entre les fissures préalables, qui pour une taille donnée, est fonction de la vitesse de progression, du contrôle du toit et surtout du soutènement à front (n° 11, 12 et 13). **Si les éboulis sont trop petits, il faut avancer plus vite et placer un soutènement qui laisse moins fléchir les bancs au-dessus du massif**. Cette règle se vérifie tous les jours. Récemment encore dans une taille de Campine où le toit était constitué d'un beau schiste dur, on avait des éboulis de petites dimensions dans la moitié supérieure pourvue d'étauçons ordinaires de 25 tonnes, tandis que dans l'autre partie où les étauçons étaient des piles à lamelles de 60 tonnes, les pierres étaient de grosseur moyenne. Dans cette moitié inférieure, le toit était sain alors qu'il montrait de nombreuses cassures ouvertes dans le haut de la taille.

Les éboulis sont également de petites dimensions lorsque le toit a été préalablement détendu et donc fissuré par une exploitation sous-jacente (16). Cela se remarque très bien lorsque l'influence ne s'est pas fait sentir sur toute la longueur de la taille ; on voit augmenter la grosseur des éboulis lorsqu'on passe de la zone détendue à la zone non influencée.

Le remblai est parfois en quantité insuffisante (fig. 28), s'il se trouve à peu de distance de la

couche, un banc raide qui résiste et ne permet l'éboulement que d'une épaisseur trop faible de bas toit. Il faut, comme on l'a vu plus haut, pour avoir un contrôle efficace du haut toit, qu'il tombe des bancs sur une épaisseur au moins égale à l'ouverture de la couche. Le manque de remblai est une des causes qui rendent souvent difficile le foudroyage dans les couches puissantes.

41. — Lorsque le contrôle par autorembayage est insuffisant, la réaction du haut toit sur le bas toit peut devenir excessive. Le soutènement souffre et se dérobe et s'il n'est pas assez rigide, il se produit des affaissements exagérés avec ouverture des fissures, des cassures apparaissent même au-dessus du massif, 15 à 50 cm en avant du front (c fig. 23). Ces cassures sont particulièrement larges et présentent même de fortes dénivellations, lorsque le haut toit est raide et produit des coups de charge qui donnent lieu à de violentes ondes de choc. Celles-ci font coulisser brusquement les étauçons, souvent à fond, le mur souffle, le toit s'émiette car il se produit des tensions de cisaillement qui feuilletent les bancs ; parfois même le foudroyage vient jusqu'à front.

Les coups de charge peuvent également provenir du second ou même du troisième haut toit, mais alors les effets sur la taille sont d'autant moindres que le train de bancs en cause est plus éloigné de la couche et donc qu'une masse plus importante de terrains amortit le choc.

En général, les coups de charge du haut toit s'annoncent : les étauçons travaillent, on entend le bruit des encoches qui se brisent. Le plus souvent, on a le temps de sauver la taille en renforçant le soutènement, sauf dans certains cas où les bancs du haut toit sont mal agrippés. Heureusement les couches sujettes à une évolution rapide



Fig. 28.

des coups de charge sont rares, bien repérées soit par l'expérience soit par une étude détaillée de la stampe (n° 23).

Pour diminuer les portées réduites $a_1, a_2, \dots$ des hauts toits, il faut rapprocher au maximum la charnière de foudroyage du front et la rendre aussi rigide que possible de façon à remplacer les portées $A_1 M_1 - A_2 M_2 \dots$ par des portées $B M_1 - B M_2 \dots$. On est toutefois limité dans la réduction de la largeur de l'atelier non seulement par les nécessités du travail en taille mais aussi par la place qu'il faut réserver à la charnière pour poser un soutènement de portance suffisante. De plus, un soutènement rigide en retardant les affaissements augmente le nombre de hauts toits qui entrent en jeu et peut être soumis à une charge excessive (n° 43).

Un autre moyen de diminuer les portées réduites et qui est souvent le seul qui puisse être pratiquement appliqué, est de ralentir la vitesse de progression de la taille (n° 39).

42. — CHUTE DU BAS TOIT

La chute du bas toit est à la base de la méthode de contrôle par foudroyage. Cette chute doit être certaine et se faire peu après qu'on a enlevé le soutènement. Un bas toit qui « ne vient pas » et reste en porte à faux à l'arrière de la charnière pèse de tout son poids sur la taille et les portées $A_1 M_1$ ou $B M_1$ sont très grandes. De plus, si le porte à faux est important, l'énergie libérée lorsque la chute a lieu, provoque un choc tel que le soutènement peut céder. Il se produit un fort arrachage, des cassures s'ouvrent, le foudroyage se fait parfois jusqu'à front et souvent sans prévenir.

Un toit qui « vient mal » est un toit où les fissures sont trop fortement agrippées. Dans ce cas il faut que le soutènement soit plus souple et tout en provoquant un frottement suffisant entre les bancs, les laissent cependant légèrement fléchir et se disloquer pour préparer le desserrage final au moment du déferage.

Grosseur des éboulis et facilité de foudroyage ont donc des causes toutes différentes. Ainsi dans une taille de Campine dont une moitié était équipée d'un soutènement marchant avec piles de 50 tonnes de portance et l'autre moitié avec des étançons classiques de 30 tonnes, on avait dans la première partie des éboulis de petites dimensions et le foudroyage était 5 à 6 m en retard, tandis que avec le soutènement ordinaire, il se faisait à la charnière en donnant des éboulis de grosseur moyenne. Dans le cas des piles, la bête en porte à faux laissait une trop grande largeur de toit à découvert à front et n'exerçait qu'une pression

trop faible, les bancs fléchissaient trop au-dessus du massif favorisant la fissuration, tandis que, à l'arrière, les supports trop rigides maintenaient exagérément les bancs, empêchant ainsi un desserrage préalable suffisant des fissures. Par contre le soutènement par frottement maintenait mieux le toit à front et coulissait assez pour préparer ce desserrage.

Le desserrage des fissures et donc la chute du bas toit, sont parfois tellement difficiles à obtenir qu'on est obligé de miner les bancs à l'arrière. C'est souvent le cas lorsque ceux-ci sont épais et que leurs fissures ont des lèvres très déchiquetées favorisant les enchevêtrements.

Si la chute du bas toit doit se faire régulièrement, elle ne doit cependant pas suivre de trop près le déferage pour que les éboulis n'envahissent pas l'allée à foudroyer et ne rendent pas malaisée la récupération du soutènement. De plus, les foudroyeurs sont en danger et avant de déclaveter ils sont parfois obligés de placer des bois provisoires souvent difficiles à enlever et qui, s'ils restent en place, contrarient la marche du foudroyage. La chute trop rapide du toit résulte d'un soutènement trop souple qui a laissé trop bien se préparer le desserrage des fissures à l'endroit de la charnière.

Le foudroyage ne doit pas non plus se faire trop brutalement, les bancs ne doivent pas tomber en masse mais s'ébouler les uns après les autres. Plus les bancs du bas toit sont épais et raides plus le foudroyage risque d'être brutal. On réduit la brutalité de la chute en adaptant la rigidité du soutènement. Il faut chercher à obtenir que les bancs tombent les uns après les autres sans avoir cependant une ligne de cassure BC (fig. 24) qui soit trop plate, sinon le point de contact P est reporté trop à l'arrière et le haut toit est mal contrôlé, ni trop verticale, BH, car alors les éboulis envahissent trop les allées de travail. Il faut surtout éviter le profil BD, renversé tête au massif, qui se produit lorsque le bas toit est peu résistant et très fissuré et que le soutènement à la charnière est trop souple et laisse les bancs fluer vers l'arrière. Il ne subsiste alors qu'un triangle BDK de roches sans cohésion qui se laisse facilement poinçonner.

43. — DOSAGE DE LA RIGIDITE DU SOUTÈNEMENT

De ce qui précède, il résulte que plus le soutènement est rigide, surtout à la charnière, mieux le haut toit est contrôlé, les coups de charge sont réduits. Pouvant moins se déformer, le bas toit se comporte également mieux, il présente moins de cassures et de dénivellations, et s'il est bien

ordinaire, souvent du bois, pour assurer la sécurité de la taille.

47. — LA CHARGE SUR LES PILES DE FOUDROYAGE

Si on néglige l'appui qu'offre le soutènement de sécurité, les piles placées à la charnière absorbent toute la réaction du toit exprimée par mètre de front par la relation 4 (n° 39). Si les piles sont distantes de l mètre de centre à centre, elles supportent une charge Cl , qui avec des piles très rigides, peut atteindre une valeur très considérable (n° 43). Ainsi dans le 3^e exemple traité au n° 44, si les piles sont distantes de 2 m, elles auront à supporter une charge de 805 tonnes. De telles piles devant être extrêmement résistantes seront lourdes et donc difficiles à déplacer, de plus elles risquent de gêner l'abattage et, malgré leurs grandes surfaces d'assise, de poinçonner les épontes.

La charge décroît au fur et à mesure que l'on rend la pile plus souple ou que les conditions de gisement donnent des portées réduites et des épaisseurs de hauts toits plus faibles. On peut être ramené à l'exemple 1 (relation 7) où les piles, même si elles sont distantes de 4 m, ne supportent qu'une charge de 142 tonnes. Il faut toutefois que la compressibilité de la pile ne soit pas telle qu'elle ne crée plus une culée suffisante et laisse se détériorer le bas toit.

Il faut également un peu plus de souplesse lorsque le bas toit comprend une veinette, car une pression de culée exagérée empêche la détente du charbon vers l'arrière, ce qui amène toute la dilatation à se faire verticalement au-dessus de l'atelier

de travail en provoquant de fortes poussées sur le soutènement (n° 28).

48. — PILES DE FOUDROYAGE

Les piles de bois ne conviennent que pour les couches minces car elles sont trop compressibles dès qu'elles atteignent une certaine hauteur (fig. 31).

Les piles de rails ou de poutrelles sont plus rigides mais elles sont constituées d'éléments lourds à manipuler, présentent un danger de glissement et d'expulsion intempestive si on ne met pas des crochets de retenue.

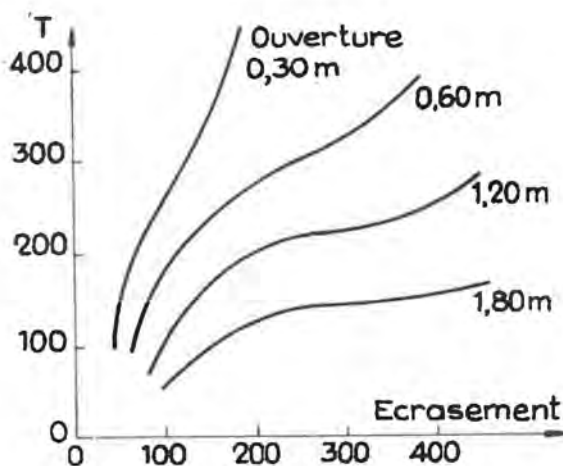


Fig. 31.

Les caissons métalliques sont plus légers, mais résistent souvent mal à une compression excentrée qui les fait flamber.



Fig. 32.

Les piles métalliques munies d'un système de serrure qui en facilite l'effondrement sont plus résistantes et supportent mieux une certaine excentricité de la charge, fréquente dans les gisements pentés. Elles seraient même trop rigides et poinçonneraient les bancs ou rendraient le toit trop raide avec un danger de coups de charge, si on n'y plaçait une certaine épaisseur de bois, indispensable pour régler la hauteur. Ces piles sont malheureusement lourdes et on doit les constituer de caissons superposés pour en faciliter le manie-ment. Bien placées, elles permettent de foudroyer des couches difficiles, de grande ouverture, à ter- rains raides et à grande profondeur ou lorsqu'on veut laisser le front libre. Le plus souvent on les marie avec des étançons (n° 70) qu'elles soulagent en prenant la charge de la charnière. Le soutène- ment de l'atelier de travail n'est plus qu'un soutè- nement léger de sécurité dont le coût moins élevé compense largement les frais d'achat des piles. De plus, le temps gagné sur la pose fait que le rendement des ouvriers à veine n'est pas diminué malgré l'augmentation de la dureté de la couche qu'entraîne souvent la trop grande rigidité du contrôle.

La fig. 32 représente une taille munie de « Mé- capiles » mises au point par M. R. Dessard au Charbonnage du Gosson à Liège. Bien qu'il s'agis- se d'un cas difficile, on peut voir par la tenue du toit et la légèreté du soutènement secondaire que le contrôle est parfait. La figure montre en outre que les fissures préalables parallèles au front ne sont que très légèrement ouvertes.

Par leur capacité d'encaisser les coups de char- ge ces piles facilitent l'exploitation des couches à toits raides et surtout les démarrages de taille.

49. — ENLEVEMENT DU BOISAGE

Après avoir déplacé les piles, il est absolument nécessaire pour obtenir une chute régulière du bas toit, d'enlever le soutènement de sécurité. Cepen- dant, le déboisage est une opération supplémen- taire qui nécessite une importante main d'œuvre ; il n'est pas facile et surtout pas sans danger. De plus, s'il ne se fait pas à l'aide d'un treuil d'arra- chage (treuil à vitesse lente mais à grande force

de traction), le déboisage est rarement complet, il reste de nombreux bois qui empêchent la chute du bas toit. Celui-ci ne s'écroule que par place et donne rarement la quantité de remblai nécessaire pour avoir un réel autorembayage, la taille subit de fortes pressions, voire des coups de charge.

En couche mince, lorsque le toit tout en étant résistant n'est pas trop raide et que le mur souffle, le contrôle sans enlèvement systématique des étais est souvent suffisant. Les montants finissent par casser, plier ou basculer, des éboulements locaux se produisent, le toit descend lentement et vient au contact du mur assez près du front pour pro- voquer des portées réduites inférieures à la valeur critique. Ce n'est plus du foudroyage mais du **pseudo-foudroyage** qui s'apparente avec le contrôle du toit par simples pilots perdus. Il se produit de temps à autre de petits coups de pression qui se font sentir même au-dessus du massif. Il faut alors renforcer le soutènement par des longrines qui solidarisent les montants et les empêchent de se déverser. Parfois il faut installer des piles de ren- fort, lesquelles, comme les piles ordinaires d'ail- leurs, sont difficiles et dangereuses à démonter : elles sont par conséquent souvent abandonnées à l'arrière où elles gênent les foudroyages ultérieurs. Les coups de pression ne se produisent pas tou- jours sur toute la longueur de la taille en même temps, le plus souvent ils se localisent à l'endroit où le bas toit plus épais et plus raide ne vient pas assez rapidement en contact avec le mur, ou lors- que ce dernier ne souffle pas suffisamment. La zone dangereuse se déplace comme se déplacent les conditions de gisement. Lorsque le haut toit est raide, les coups de pression peuvent être assez violents, devenir des coups de charge et mettre la taille en danger.

50. — A cause de la double opération d'enlève- ment que nécessite le foudroyage sur piles, le pro- cédé tend à se limiter aux couches minces où il est difficile d'employer des étançons et où le pseudo- remblayage suffit, il est alors moins coûteux que le remblayage par fausses voies. On l'emploie égale- ment comme on vient de le voir dans les couches puissantes, le plus souvent en mariant les piles avec les étançons, ou encore, dans les cas de grandes variations d'ouverture.

VI. — FOUEROYAGE SUR ETANÇONS

51. — En général, les étançons sont disposés en files parallèles au front. Si l' est la distance entre files et l la distance entre deux étançons d'une même file, le rapport $l/(l')$ indique la **densité** D du soutènement ou le nombre d'étançons par m^2 . La dernière file forme **charnière de foudroyage** le long de laquelle se coupe le bas toit (fig. 29).

52. — CALCUL DE LA CHARGE SUR LES ETANÇONS

La charge C par mètre courant de front, ,expi- mée par la relation 4, se répartit sur l'ensemble des étançons. S'il y a n files d'étançons, la charge par appareil est égale à :

$$(C \ l \ N)/n \quad (10)$$

Le coefficient N a comme les coefficients i et S , la signification qu'il avait dans la relation qui donne la charge sur les soutènements dans les tailles remblayées (n° 28). Il tient compte de ce que tous les étauçons ne sont pas chargés de la même manière, il varie comme le fait le coefficient de flexibilité f . Au massif les agrippages sont fortement serrés, le bas toit n'a pas encore toute son épaisseur, les bancs sont décollés, les coefficients i et N sont très faibles. Leur valeur augmente au fur et à mesure qu'on s'écarte du front pour devenir maximum à la charnière. C'est là que se trouve la résultante R (fig. 29) des réactions d'appuis des hauts toits, réactions qui se répartissent sur la surface en contact avec un taux croissant vers l'arrière. De nombreuses mesures effectuées en taille (18) montrent qu'il en est bien ainsi. Il y a toutefois une grande dispersion dans les charges relevées d'un point à l'autre d'une même file et d'un instant à l'autre au même point. Cela tient à ce que la descente du toit est irrégulière à cause des différences de vitesses de glissement des rhomboédres les uns par rapport aux autres, résultant des agrippages et des arc-boutements qui se produisent entre les blocs. Si les mesures de distance entre deux doguets placés au toit et au mur ne font pas apparaître cette irrégularité, mais montrent que le rapprochement des épontes se fait suivant une loi logarithmique malgré la corrélation qui existe entre mouvement et charge, c'est parce que ces mesures ne sont pas assez précises pour déceler les déplacements infiniment petits qui cependant sont suffisants pour provoquer de fortes variations de charge. Ceci confirme ce qui a été dit plus haut (n° 9), qu'un simple relâchement de la pression de contact entre les bancs suffit à modifier les tensions dans les roches. Pour avoir une notion de l'ordre de grandeur de la charge sur un étauçon, reprenons les exemples traités antérieurement (n° 44). Dans le premier cas, la charge C par mètre de front était de 35,5 tonnes. Il y avait 4 étauçons sur lesquels il est logique de considérer que la charge se répartit suivant une loi logarithmique $y = c^x$, x étant la distance au front. Le premier étauçon prendra 3,3 % de la charge, le second 9,5 %, le troisième 25 % et le dernier, placé à la charnière, 62,2 %. Pour ce dernier le quotient des coefficients N/n de la relation 10 est égal à 0,622 et sa charge s'élève à :

$$35,5 \times 0,7 \times 0,622 = 15,46 \text{ tonnes.}$$

Dans le second exemple, celui d'un soutènement plus rigide, des étauçons plus résistants et une progression plus rapide, la charge de l'étauçon à la charnière serait montée à :

$$152,5 \times 0,7 \times 0,622 = 56,18 \text{ tonnes,}$$

tandis qu'elle aurait atteint 175 tonnes dans le troi-

sième cas. Des charges égales à cette dernière valeur ont été relevées dans bien des cas, lorsqu'on avait affaire à des étauçons rigides non coulissants placés sur un mur dans lequel ils ne pouvaient pas pénétrer. Des charges de 15 tonnes d'autre part se rencontrent souvent. Ainsi dans une mine de la Ruhr nous avons vu des étauçons « Universal Stempel Schwarz » dont le coin autoserreur n'avait même pas coulé à fond dans les étauçons placés à la charnière. La couche avait cependant 1,80 m d'ouverture, elle était surmontée d'un bas toit de 3 m d'épaisseur de schiste carbonneux tellement délité qu'on avait dû placer un garnissage de planchettes jointives sur les bêtes (bêtes de 0,80 m en porte à faux). Le premier haut toit de 2,80 m d'épaisseur était constitué de beaux bancs de schiste alors que le premier banc du second haut toit était un banc de grès. Le bas toit en se foudroyant remplissait parfaitement le vide, le premier haut toit fléchissait facilement et se posait rapidement sur les éboulis, tandis que le haut toit suivant était décollé et malgré un autorembai de pierres de petites dimensions était bien contrôlé et ne donnait pas lieu à coups de charge.

53. — On ne peut songer à construire des étauçons capables de supporter des charges allant jusqu'à 175 tonnes, ils seraient peu maniables parce que trop lourds et trop encombrants ; de plus, étant donné les surfaces d'assises, la plupart des épontes seraient poinçonnées. On peut diminuer les charges en augmentant la densité du soutènement, mais cette possibilité est réduite par les nécessités de l'évacuation et de la circulation en taille. Force est donc de limiter la charge maximum que peuvent supporter les étauçons et de rendre ceux-ci aptes à se dérober dès que cette charge risque d'être dépassée de façon à ce que des décollements entrent en jeu, et que la valeur des coefficients f diminue. Toutefois les étauçons doivent conserver une portance telle qu'ils soient capables de maintenir suffisamment le bas toit contre le haut toit pour éviter les glissements et offrir à ce dernier un appui qui l'empêche de donner des coups de charge.

Dans ces conditions la seule réponse possible à la question si souvent posée « quelle charge un étauçon doit-il pouvoir supporter ? » ne peut être que la suivante : « des étauçons capables d'une charge donnée conviennent dans une taille pour une progression déterminée, lorsque à la densité où ils sont employés, on estime que les déformations des épontes, l'ouverture des fissures et des cassures qu'ils laissent se produire et la facilité d'abatage sont acceptables et qu'au moment d'être déferés, on peut encore les retirer facilement ».

C'est donc un **critère d'appréciation** qui détermine si un étauçon convient ou non, comme dans une galerie on choisit le soutènement d'après la défor-

mation qu'on peut tolérer. La relation 4 traduit la même indétermination que celle que donnaient les expressions 1 et 2 de la charge sur le soutènement d'une taille remblayée. Si l'on veut que le bas toit ne se déforme pas, que les éboulis soient de grosseur convenable, que le haut toit soit bien contrôlé et qu'il ne donne pas de coups de charge, il faut des étançons très résistants, donc lourds et coûteux. Par contre, il faudra des appareils qui se dérobent plus rapidement si le foudroyage vient mal, si l'abattage est difficile ou si les épontes se laissent poinçonner.

L'expérience montre qu'une portance de 15 à 20 tonnes suffit dans la plupart des cas, comme le laissait prévoir le calcul théorique de la charge. Une portance de 30 à 40 tonnes est une limite qu'on doit rarement dépasser. Cependant dans les grandes ouvertures, ou lorsqu'on a affaire à certains toits très lourds ou encore en Campine, lorsqu'on se trouve près des morts-terrains qui pèsent de toute leur masse inerte sur les bancs et réduisent les décollements, il arrive qu'on doive employer des étançons renforcés capables de supporter 60 à 80 tonnes (voir l'exemple cité au n° 40).

D'autre part, il ne sert à rien de placer des étançons puissants, si les épontes se laissent poinçonner (n° 64). Le soutènement se dérobe alors d'une façon incontrôlable, sous faible charge et détériore les bancs qu'il a précisément pour but de conserver.

54. — Il ne faut cependant pas considérer uniquement la portance d'un étançon, mais encore la façon dont il se met en charge. Il faut en effet pour qu'un toit reste sain, que les rhomboédres ne puissent pas glisser, les agrippages se desserrer et par conséquent que l'affaissement soit ramené à ce qui est strictement indispensable pour permettre le jeu des décollements. Il faut par conséquent que l'éтанçon puisse prendre sans devoir coulisser, la charge pour laquelle il est construit, donc qu'il soit **immédiatement portant**, de plus, il ne doit se dérober que lorsque cette charge est atteinte, il faut donc qu'il **coulisse sous charge constante**.

Le diagramme charge-affaissement de l'éтанçon idéal est ainsi la courbe O A B (fig. 33).

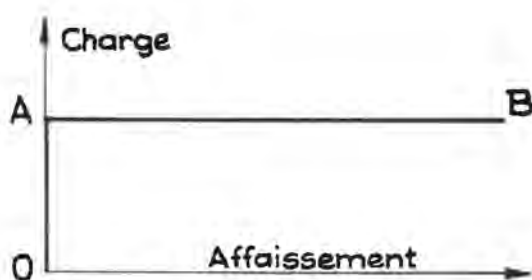


Fig. 33.

Nous avons exprimé cette double condition lors du Congrès de l'A.I.Lg. en 1947 (19) en écrivant : « L'appareil idéal serait celui qui, dès sa mise en place, serait serré au maximum entre les épontes, resterait indéformable tant que sa résistance (ou la sécurité de marche de son effondreur) et celle des épontes n'est pas atteinte, mais qui, dès ce moment, se déroberait sous charge constante ». Depuis lors, la plupart des constructeurs se sont efforcés de fabriquer des appareils répondant à ces critères.

55. — ETANÇONS A LONGUEUR CONSTANTE

A cause de sa faible résistance au flambage, le bois est peu employé comme étançon de foudroyage malgré sa facilité de mise à longueur et la faible dépense d'investissements. On l'utilise parfois lorsque le toit ne charge pas. On pratique alors l'arrachage au treuil.

Les « bouts » de rails et de poutrelles ne s'emploient presque plus malgré leur faible prix. Ces étançons à longueur fixe, s'adaptent difficilement aux variations d'ouverture des couches. De plus, leur faible surface d'assise les fait très rapidement s'enfoncer dans le mur, ce qui rend leur enlèvement difficile. Cet enfoncement est d'ailleurs ce qui les sauve de la destruction car leur rigidité leur ferait prendre rapidement des charges supérieures à leur résistance au flambage.

56. — ETANÇONS A LONGUEUR VARIABLE, LEUR ADAPTABILITE

On préfère aujourd'hui les étançons dont on peut adapter la longueur à l'ouverture de la couche. Certains sont rigides comme les étançons à vis ; ils sont plus faciles d'emploi que les rails, mais en ont le défaut de se charger exagérément s'ils restent longtemps en place. Les autres, les plus nombreux, sont des étançons coulissants par frottement ou des étançons hydrauliques.

Quel que soit le système qui permet de faire varier leur longueur, les étançons doivent se prêter aux variations de l'ouverture de la couche. Complètement développé, un étançon a une longueur L (fig. 34) et, complètement rentré, une longueur L' . Entre L et L' existe la relation :

$$L' = L/2 + (a + b + c)/2$$

qui provient des expressions des deux longueurs :

$$L = 2l + (a + b + c)$$

$$L' = l + (a + b + c)$$

Les dimensions L et L' sont celles mentionnées dans les catalogues des constructeurs.

Toutefois, pour qu'un étançon de longueur L convienne, il faut que l'ouverture de la couche dans

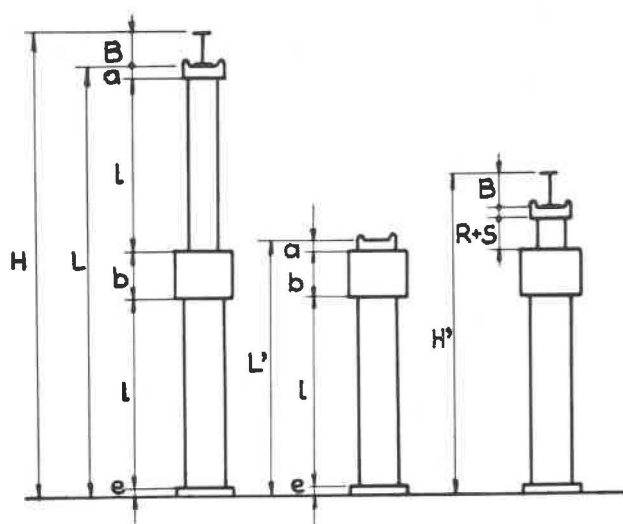


Fig. 34.

laquelle il est placé ne varie pas en dehors d'un maximum H et d'un minimum H' tels que :

$$H = L + B$$

$$H' = L' + B + R + S$$

B est l'épaisseur de la bête, R le rapprochement des épontes, c'est-à-dire l'affaissement normal de l'éтанçon en service, et S la longueur de coulissage nécessaire au déferage. Il faut en effet que l'appareil ne coulisse pas à fond pour ne pas être exposé au flambage et pouvoir être retiré.

Le jeu S doit être d'au moins 3 à 4 cm, tandis que R varie avec les conditions de gisement, la portance des étançons et la densité du soutènement. Dans les couches minces et dures à bons terrains, le rapprochement des épontes peut n'être que de quelques centimètres (2 à 6), même avec des étançons de 20 tonnes de portance et placés à une densité de 0,8. Dans les couches de plus grande ouverture, ou lorsque le haut toit est lourd, des étançons de 30 tonnes à la densité 0,5 laissent parfois se rapprocher le toit et le mur de plus de 0,40 m. Avant de choisir un étançon, il faut donc mesurer le rapprochement des épontes ou l'estimer avec prudence dans le cas de projets d'exploitations nouvelles.

Ainsi, un étançon de 1 m de longueur maximum et de 0,625 m de longueur minimum utilisé avec des bêtes de 80 mm ne peut être employé que si la couche ne varie pas en dehors des ouvertures de 1,08 m et $0,625 + 0,08 + 0,03 + R = 0,735 + R$, c'est-à-dire 0,80 m si le rapprochement des épontes est de 65 mm et 1 m si ce dernier atteint 265 mm. L'adaptabilité de l'éтанçon n'est donc plus que 0,28 m ou 0,08 m suivant le cas, alors que la différence entre les longueurs maximum et minimum que peut atteindre l'éтанçon est de 0,375 m.

Un étançon de 0,50 m dont la longueur minimum descend à 0,34 m grâce à une serrure ramassée qui donne une somme $a + b + c$ égale à 0,18 m équipé de bêttes ou de chapeaux de 2 cm d'épaisseur, peut être utilisé dans une couche dont l'ouverture varie de 0,52 à 0,44 m et à condition que le rapprochement des épontes ne dépasse pas 0,05 m. Malgré cela l'adaptabilité n'est plus que de 0,08 m.

On voit donc que plus la couche est mince ou plus les épontes peuvent se rapprocher, moins les étançons s'adaptent aux variations d'ouverture. Si celles-ci sont importantes, non seulement les dépenses d'investissement sont augmentées des appareils qu'il est nécessaire d'avoir en réserve, mais il faut un nombreux personnel de transport pour effectuer le circuit parfois très long pour ramener en tête de taille les étançons devenus disponibles en pied. De plus comme il y a un certain nombre d'éтанçons « couchés » qui traînent dans la taille et risquent d'être perdus, le contrôle des appareils doit être rigoureux ce qui augmente encore le personnel en taille.

Souvent les abatteurs ont tendance soit à enterer dans des potelles les étançons trop longs, ce qui peut rendre leur récupération difficile, soit à placer des morceaux de bois sous les pieds des appareils trop courts, ce qui modifie leur portance et leur mode de fonctionnement.

C'est pour ces raisons qu'on utilise rarement les étançons dans des couches de moins de 0,60 m et même de 0,70 m à moins que l'ouverture ne soit très régulière et les épontes très solides.

57. — ETANÇONS A PARTIE RENTRANTE CONIQUE

La courbe charge-affaissement de ces étançons dont les plus connus sont le G.H.H. et le Gerlach est théoriquement une ligne droite qui a pour équation :

$$g = \frac{Cl}{ES} \frac{\cos(\beta + \varphi) \cos \varphi}{\sin(\beta + 2\varphi) \operatorname{tg} \beta} \quad (1)$$

où g est l'affaissement, C la charge, l la longueur transversale du collier, S sa section, β l'angle de pente de la partie rentrante (fig. 35), φ le coefficient de frottement acier sur acier et E le module de Young.

Cette équation se déduit des conditions d'équilibre

$$p_1 = q_1 \cos \varphi = p_2 = q_2 \cos(\beta + \varphi)$$

et

$$q_1 \sin \varphi + q_2 \sin(\beta + \varphi) = C$$

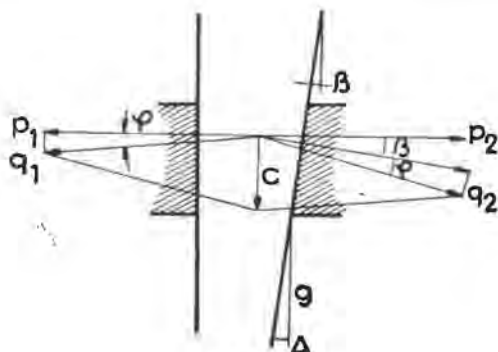


Fig. 35.

on a

$p_1 = p_2 = C \cos \varphi [\cos (\beta + \varphi) / \sin (\beta + 2 \varphi)]$
 sous la charge, le collier s'élargit d'une longueur
 $\Delta = p_1 l / E S$ et provoque un glissement $g = \Delta / \tan \beta$

A l'exception de C , tous les facteurs de la relation (1) sont des données de construction donc invariables, d'où $g = KC$, K étant une constante. La courbe théorique charge-affaissement est donc la droite OA (fig. 36). Les courbes OB , OE obtenues aux essais diffèrent de cette droite, à cause de la mise en place des pièces lors du serrage et de leurs déformations élastiques.

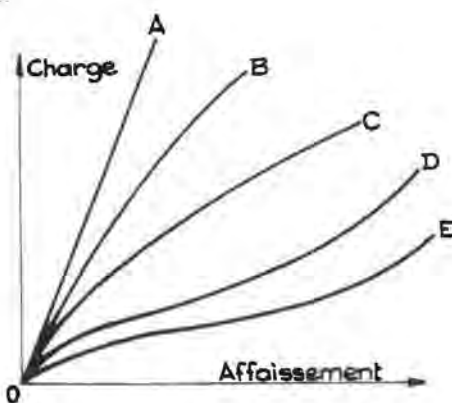


Fig. 36.

La relation 1 montre que les courbes sont d'autant plus redressées, donc que l'étançon est plus rigide, que la conicité de son fût est plus forte. Généralement $\tan \beta$ varie de $1/40$ à $1/80$. Les étançons pour lesquels $\tan \beta$ est supérieur à $1/40$ sont pratiquement rigides.

Comme l'indique leur courbe charge-affaissement, les étançons à fût conique ne répondent pas aux conditions de l'étançon idéal. Avant de prendre une charge suffisante, ils doivent coulisser d'une longueur importante, ce qui laisse s'affaisser exagérément le toit, qui souvent se détériore. De plus, la charge, croissant avec l'affaissement, peut être amenée à dépasser celle pour laquelle l'appareil

reil a été construit et le faire flamber, tandis que la bête peut aussi être soumise à une pression qui la fait s'écraser. Pour éviter une destruction trop rapide, on est alors obligé de rendre l'étançon plus souple en diminuant la conicité, mais au dépend d'un affaissement plus important et donc d'une moins bonne tenue du toit.

58. — ETANÇONS A FROTTEMENT A PARTIE RENTRANTE CYLINDRIQUE OU PRISMATIQUE

Dans ce type d'étançon, le serrage est obtenu par des mâchoires M (fig. 37) qui agissent sur deux plans parallèles où elles provoquent une pression p liée à la charge C par la relation :

$$C = p/2 \tan \varphi$$

Le coefficient de frottement $\tan \varphi$ dépassant rarement 0,25, la pression doit exercer les mâchoires est au moins supérieure au double de la charge, donc très considérable, et difficile à obtenir

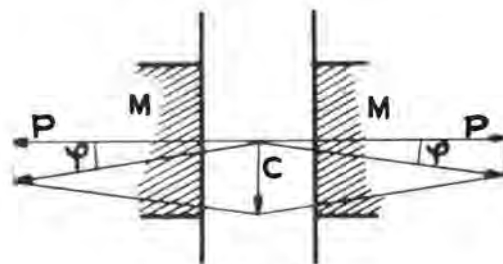


Fig. 37.

à l'aide d'une clavette enfoncée à coups de marteau. Pour la réduire, on munit parfois les mâchoires de garnitures en métal à haut coefficient de frottement, tel le silumin ($\tan \varphi = 0,3$ à $0,4$). Mais

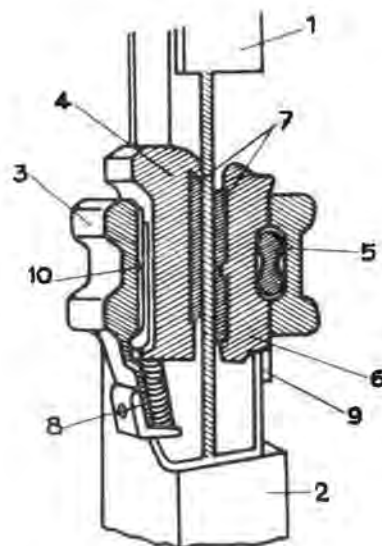


Fig. 38.

de frottement et le serrage du collier, sont très variables. Les coefficients de frottement varient avec la nature des surfaces en contact, leur état et leur plus ou moins bon finissage. Leur valeur initiale peut être diminuée de 30 à 40 % par l'humidité et de 50 % par vieillissement du métal, abrasion et écouissage. Au fond, où l'atmosphère est humide et poussiéreuse, on constate toujours une réduction de la portance des étauçons, par rapport à celle déterminée au laboratoire. Ceci provient aussi de ce que la mise en charge y est plus lente.

De plus, les coefficients croissent lorsque la pression augmente, et diminuent de près de 20 % lorsque l'on passe du repos à l'état de mouvement. Il en résulte que les étauçons ne coulisent pas lentement et uniformément lorsque croît la charge, mais par **saccades** en faisant un bruit métallique sec. On dit que les étauçons « claquent ». Lorsqu'on relève au fond à l'aide d'appareils enregistreurs

continus, la charge que prend un étauçon et son coulisage, on obtient en fonction du temps des diagrammes du type représenté aux figures 46 et 47. Le premier se rapporte à un étauçon conique. le second à un étauçon à coulisage sous charge constante.

Chaque fois que l'étauçon étant au repos, la charge atteint une valeur suffisante pour vaincre le frottement, le fût coulisse ; mais dès le début du mouvement, le coefficient statique est remplacé par le coefficient dynamique et le frottement diminue ; l'étauçon s'affaisse brusquement. Le glissement ne s'arrête que lorsque la charge, qui décroît par le jeu des décollements, devient égale au frottement dynamique. A ce moment, on retrouve le coefficient statique, le frottement augmente fortement. Ce n'est qu'après un certain temps, après que la charge est redevenue suffisante, qu'un nouveau coulisement se produit. Les glissements sont d'autant plus importants que les surfaces en contact sont en métal plus dur et qu'il y a de ce fait une plus grande différence entre les coefficients de frottement.

Il arrive, lorsque les surfaces de frottement sont écouies et que le toit est raide, que le glissement brusque soit excessif et se fasse par « sauts ». L'étauçon coulisse au-delà de ce que descend le toit, il n'est plus serré entre les épontes et parfois culbute. Le phénomène résulte de ce que le coefficient dynamique a ici une valeur particulièrement faible et que grâce à son élasticité le toit vibre comme le fait une lame de ressort et se redresse après avoir enfoncé le fût.

Pour parer au défaut de constance de fonctionnement des étauçons à frottement, la firme Becorit a construit des fûts rentrants prismatiques dont les faces portantes sont revêtues de cordons de soudure en métal dur tandis que les mâchoires sont en acier tendre. Le frottement est alors remplacé par du grippage, qui est un phénomène plus régulier.

Le serrage n'est pas non plus constant. Il dépend de la précision de la construction ce qui a conduit à des fûts légèrement coniques, de l'énergie mise par l'ouvrier pour enfoncer la clavette, du poids du marteau qu'il emploie et du nombre de coups qu'il frappe. Les étauçons ne sont donc pas toujours serrés, surtout si c'est le même ouvrier qui les place et les dépose. C'est ce qu'a montré Jahns (19) à l'aide d'une presse de contrôle n'apportant pratiquement pas de perturbations dans le fonctionnement de l'étauçon. L'appareil se compose de deux cylindres (fig. 48) dont le bâti est fixé au fût rentrant de l'étauçon E. Les pistons P pressent la bête vers le haut. Dès que celle-ci est décollée de la tête de l'étauçon, la force exercée par la presse est égale à la charge. En faisant avec cet

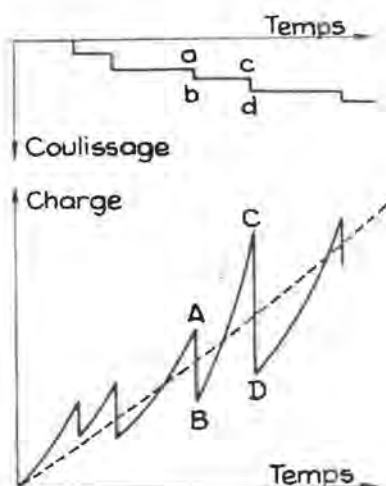


Fig. 46.

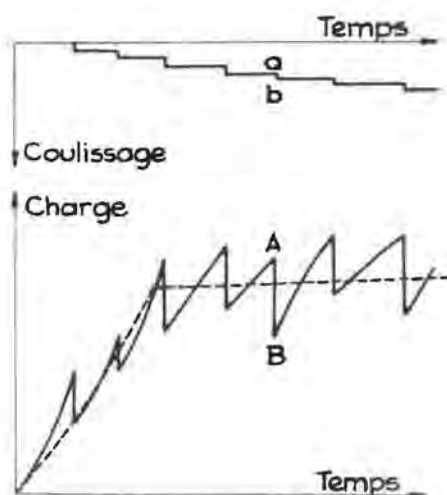


Fig. 47.

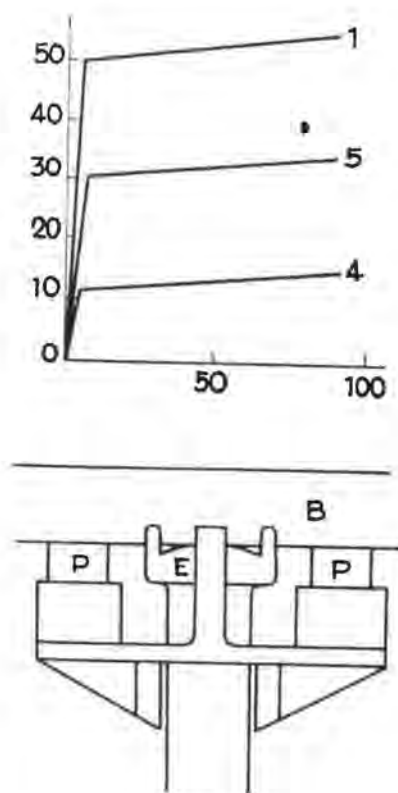


Fig. 48.

appareil des mesures sur des étançons placés par un personnel qui ne s'attendait pas à un tel contrôle, Jahns a trouvé la courbe 4. La charge ne dépassait jamais 12 tonnes. Il s'agissait d'étançons légèrement coniques dont la courbe au banc d'essais était le diagramme 1. Après avoir instruit les ouvriers et en surveillant la pose par des mesures répétées, on obtint la courbe 5 avec plus de 30 tonnes de portance. Le toit devint irréprochable alors qu'auparavant il présentait des cassures et des décrochements.

Pour se libérer de l'intervention humaine, certains constructeurs utilisent une petite presse hydraulique qui actionne la serrure. Le serrage est énergique et constant, mais cette solution coûteuse et peu pratique ne semble pas se répandre.

De toutes ces irrégularités de fonctionnement résulte une grande dispersion dans les charges que prennent les étançons d'une même taille. Les appareils les moins rigides coulisent exagérément, parfois à fond, ce qui rend leur enlèvement difficile. De plus, il se déchargent au dépens des plus rigides, qui, s'ils sont à fût rentrant conique, risquent de flamber ou de poinçonner les épontes. Le toit est irrégulièrement soutenu, les fissures s'ouvrent et donnent parfois des cassures dont les lèvres présentent des dénivellations.

62. — ETANÇONS HYDRAULIQUES

Sans être immédiatement portants à cause de l'élasticité du cylindre, les étançons hydrauliques le sont plus rapidement que les étançons à frottement. De plus, il est possible de leur donner un serrage initial assez important si on les alimente à l'aide d'une pompe qui refoule le liquide à des pressions allant jusqu'à 100 à 200 kg/cm².

Le coulisage se fait sous une charge pratiquement constante qui dépend du réglage de la soupape d'échappement. La courbe charge-affaissement (fig. 49) ne présente que des sauts insignifiants dus à l'inertie de la soupape, celle-ci ne se fermant qu'à une pression inférieure à celle à laquelle elle s'ouvre.

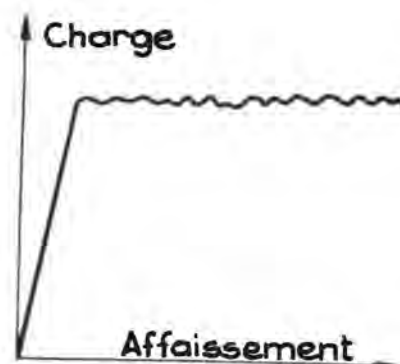


Fig. 49.

Tous les étançons prennent la même charge, ce qui ne veut pas dire qu'ils coulisent tous en même temps à cause des réactions différentes des bancs d'un point à l'autre de la taille. La descente du toit est cependant plus régulière que dans le cas des étançons à frottement, le toit reste plus sain, à condition toutefois que la portance soit adaptée aux conditions du gisement. Pendant longtemps la charge que pouvait supporter les étançons hydrauliques est restée assez faible, de l'ordre de 20 tonnes, et on ne les employait que là où le toit n'était pas lourd. On construit actuellement des appareils capables de supporter des charges plus élevées (jusque 60 tonnes), mais leur poids est toutefois assez important.

Enfin, et ceci est loin d'être négligeable, la pose et la dépose des étançons hydrauliques sont faciles et rapides. Le gain de temps compense souvent à lui seul les dépenses importantes d'investissement et d'entretien que réclame ce type d'étançon.

Le principal inconvénient de ces appareils est leur faible adaptabilité. Les étançons d'un mètre de hauteur maximum ont le terme $(a + b + c)/2$ égal à 270 mm (n° 56). Si on y ajoute 120 mm pour la descente du toit et la caution de déferrage,

murs moins résistants, ces mêmes courbes diffèrent peu, que l'étauçon soit à partie rentrante conique (fig. 51) ou à coulissement sous charge constante (fig. 53), les affaissements sont seulement un peu plus accentués avec les premiers, ce qui lorsqu'on est à la limite de résistance du toit, peut avoir une certaine importance. A l'heure actuelle, on préfère utiliser partout des étauçons à coulissement sous charge constante même avec des murs tendres, ne fut-ce que pour standardiser le matériel de soutènement.

65. — POINÇONNAGE DU TOIT

Le poinçonnage du toit est beaucoup plus grave que celui du mur, puisqu'il risque de provoquer des éboulements. Heureusement les roches du toit sont souvent plus résistantes, plus saines, plus homogènes et d'une texture plus cohérente. Lorsque le premier banc de toit ne résiste pas à la pression, la roche se désagrège au droit de l'étauçon ce qui permet aux agrippages des blocs compris entre appuis de se desserrer et au toit de se déformer et même de s'effondrer. Cet éboulement entre bêtes peut se propager jusqu'au-dessus des étauçons, les « découvrer » (n° 32 - fig. 21) et amener leur déversement. Il est donc nécessaire de conditionner le soutènement non seulement en fonction de la charge et de la résistance du mur, mais aussi de la nature du toit. Si celui-ci manque de résistance et s'il est lourd ou sujet à coups de charge, il faut réduire la portée des étauçons mais augmenter leur densité et la largeur des bêtes. On est toutefois limité dans cette voie par les nécessités de l'exploitation, et par l'encombrement et surtout le poids des appareils. Si le toit est franchement mauvais, il faut d'abord empêcher de tomber les morceaux qui viendraient à se détacher, en plaçant un garnissage d'autant plus serré que la roche est plus délité ; on va jusqu'à poser des planchettes jointives sur les bêtes. Ces garnissages en plus de leur rôle de sécurité, forment également un matelas élastique qui répartit et uniformise les pressions.

Avec des toits cohérents, le garnissage n'est plus nécessaire, on peut mettre directement en contact avec le toit la bête ou le chapeau dont sont munis certains étauçons. On se trouve alors dans les mêmes conditions de sollicitation qu'au mur avec des phénomènes de concentration, de tension et de cisaillement sur les bords. Non seulement il faut augmenter les surfaces d'appui des bêtes, mais aussi arrondir les arêtes et parfois placer un matelas élastique entre la bête et le toit. Avec des toits qui se laissent cisailier, on a souvent obtenu de meilleurs résultats avec des bêtes en bois qu'avec des bêtes métalliques ; toutefois, le bois n'a pas

toujours une résistance suffisante et ne permet pas le porte à faux.

Le matelas élastique est également indispensable lorsque la surface du toit n'est pas régulière ce qui provoque des pressions concentrées. On a construit des bêtes articulées qui cherchaient à épouser les ondulations, mais on a dû les abandonner parce qu'elles ne pouvaient être assez souples pour suivre les sinuosités du terrain tout en gardant la rigidité indispensable pour ne pas laisser les bancs se déformer. De plus, ces bêtes étaient lourdes et très coûteuses.

66. — BELE METALLIQUE

Pour que le toit soit bien soutenu et ne se déforme pas irrégulièrement il est nécessaire que la bête soit indéformable, qu'elle ait donc un moment d'inertie suffisant en fonction de sa portée et qu'elle résiste à l'effort tranchant au droit des étauçons. Les bêtes métalliques flexibles, notamment celles faites de traverses de chemin de fer ondulées (fig. 56) et les bêtes en lames de ressort, sont trop déformables. Souvent sous la pression des étauçons, elles s'enfoncent dans le toit et laissent les bancs fléchir exagérément et se détériorer.

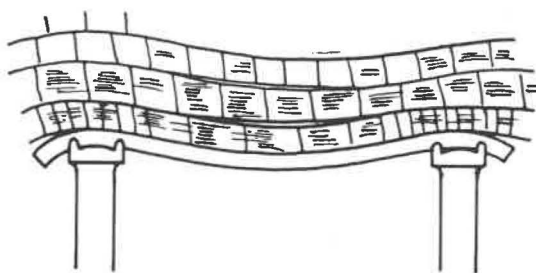


Fig. 56.

La plupart des bêtes utilisées actuellement ont un profil en caisson. C'est celui qui, à égalité de poids, a le meilleur moment d'inertie tout en ayant une largeur suffisante sans avoir des ailes qui risquent de plier comme c'est souvent le cas pour les poutrelles en double T. Les surfaces en contact avec le toit doivent être absolument planes et les bords arrondis, surtout s'il y a des dents de scie car celles-ci sont parfois suffisantes pour former des points de détérioration des bancs. Si le toit est ondulé, il est absolument indispensable de placer un coin de serrage au droit de l'étauçon afin de réduire autant que possible les efforts de flexion dans la bête.

67. — Les cadres formés d'une bête sur deux étauçons tendent à disparaître, on ne les utilise pratiquement plus que dans les tailles où l'évacuation se fait par brin inférieur porteur, procédé qui

exige des allées larges. La bête sur deux appuis (fig. 57) est en effet soumise à des efforts de torsion, par suite de la non concordance du cheminement relatif des épontes à l'endroit des deux étançons. De plus, la différence des affaissements de ces derniers amène la bête à se déformer et provoque le flambage des étançons s'ils ne sont pas munis de tête à rotule.



Fig. 57.

On préfère actuellement le soutènement en T constitué d'une bête sur un seul étançon. Celui-ci est en général placé au tiers de la longueur de la bête du côté des éboulis. On cherche ainsi à tenir compte de l'augmentation de la charge vers l'arrière et on diminue la portée du toit. Souvent ces bêtes sont reliées les unes aux autres par des articulations. La pose en est facilitée et la stabilité est mieux assurée.

68. — SOUTÈNEMENT EN PORTE A FAUX

La mécanisation de l'abattage et le ripage des engins d'évacuation exigent le plus souvent que le front reste libre d'étançons. Lorsque la progression est continue, par exemple lorsque l'abattage, se fait par rabotage, les étançons à chapeaux placés en quinconce et le soutènement en dents de scie permettent de résoudre le problème. Toutefois au moment du ripage, le toit est découvert sur une assez grande surface, aussi le procédé n'est-il applicable que si les terrains sont résistants. On peut réduire ces surfaces en augmentant le nombre d'étançons ou de bêtes de façon à diminuer la distance entre files mais on accroît le travail du personnel dans la même proportion.

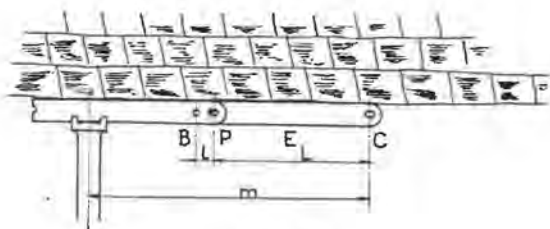


Fig. 58.

Actuellement, le front libre d'étançons est réalisé à l'aide de bêtes dites en « porte à faux ». Celles-ci sont constituées d'une bête articulée E (fig. 58) que l'on accroche à la bête du dernier soutènement en T par un pivot P, une broche B rend l'articulation rigide. Le système doit permettre d'incliner ou de redresser la bête suivant les ondulations du toit, et de changer légèrement son orientation pour maintenir la file en direction malgré sa tendance à s'incurver vers l'aval. Les types de bêtes diffèrent par la serrure qui réalise le verrouillage de l'articulation. Mais quels que soient les systèmes, tous se ramènent à créer deux points fixes P et B distants d'une longueur l beaucoup plus faible que la longueur L de la bête. Il en résulte que si une charge C se concentre à l'extrémité de celle-ci, l'articulation est soumise à des sollicitations très importantes. D'autre part, le soutènement en T augmenté d'une bête en porte à faux a une portée m telle que l'étançon risque d'être plié et de flamber. C'est pour cela qu'actuellement on ne place plus en porte à faux qu'une seule bête dont la longueur ne dépasse pas 1,20 m. Un autre défaut de ces bêtes est que leur extrémité libre n'exerce sur le toit qu'une pression relativement faible. Celui-ci peut fléchir, au-dessus du massif et favoriser la fissuration préalable, le toit devient plus flexible et plus lourd, les éboulis sont de plus petites dimensions, et forment un remblai de moins bonne qualité. La bête en porte à faux ne joue donc qu'un rôle très faible dans le contrôle du toit, elle ne sert que de filet protecteur, elle ne peut par conséquent être utilisée que si le toit n'est pas lourd ce qui ne veut pas dire qu'il ne peut pas être délitéux, car il suffit dans ce cas de placer un garnissage à mailles serrées. Rappelons ici le cas de la taille que nous avons visitée dans la Ruhr (n° 52) où les bêtes en porte à faux devaient être garnies de planchettes jointives tellement le bas toit était délitéux, mais où le haut toit grâce à sa résistance et à sa flexibilité pesait peu sur le bas toit.

Il est cependant prudent de ne laisser subsister le porte à faux que pendant une durée très faible pour limiter la déformation des bancs qui est fonction du temps. Il faut placer un étançon sous la bête dès que possible. A ce moment l'articulation ne peut rester rigide, il faut décaler la serrure en enlevant un des deux points d'appui, car sans cela, les deux bêtes accouplées formeraient un ensemble comparable à la bête unique sur deux étançons qui serait soumise à des efforts de torsion, auxquels la serrure ne résisterait pas. On recule parfois l'articulation au moment du foudroyage de façon à garantir le personnel, mais la serrure est alors le siège de contraintes qui peuvent en amener la rupture.

En résumé, les bèles en porte à faux ne sont applicables qu'à front, avec des toits qui ne sont pas lourds et à condition de se limiter à une seule bèle de faible longueur et de ne laisser subsister le porte à faux que pendant un temps très court.

69. — SOUTÈNEMENT RATIONNEL. ÉTANÇONS DE RENFORT

La densité d'éтанçons ou nombre d'éтанçons par m², ne donne qu'une indication sommaire sur la façon dont la taille est soutenue. Comme on l'a vu (n° 52), si le toit peut rester à découvert à front parce que la charge y est faible, celle-ci augmente fortement en allant vers la charnière. C'est donc là que le soutènement doit avoir sa plus grande portance. C'est là également que le mur risque le plus d'être poinçonné, non seulement parce que la charge y est plus importante mais parce qu'à cet endroit les éتانçons sont placés depuis un temps suffisamment long pour faire céder la roche. On sait en effet que soumise à un effort qui croît lentement, une roche résiste moins bien que si la charge augmente rapidement.

La taille A (fig. 59) est pourvue d'un soutènement qui ne comporte que deux éتانçons, elle risque de voir son toit se détériorer si ceux-ci ne sont pas à très forte portance.

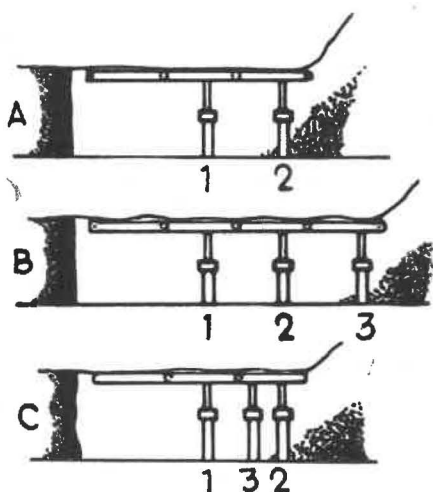


Fig. 59.

La disposition B qui compte trois appuis est souvent meilleure. Elle accroît cependant la charge, car la surface du bas toit à supporter est plus grande et surtout la charnière est trop écartée du front, ce qui augmente la portée du haut toit.

Il est rationnel lorsque l'encombrement le permet, de placer un éتانçon de renfort 3 (fig. 59 C). Toutefois, cet éتانçon ne soulage les autres que s'il

peut prendre rapidement une partie de leur charge. Il faut pour cela qu'il soit à coulissage sous charge constante. En effet, au moment où l'éتانçon de renfort est placé, les éتانçons 1 et 2 ont déjà coulissé d'une longueur O A (fig. 60 et 61). Si l'éتانçon est à partie rentrante conique (fig. 60) l'éتانçon 3 ne parvient jamais à prendre une charge égale à celle des éتانçons 1 et 2 et il subsistera toujours une différence D E. Par contre si les éتانçons sont à coulissage sous charge constante (fig. 61) il suffira d'un affaissement A B d'autant plus faible que l'appareil est plus rapidement portant, pour que l'éتانçon de renfort prenne la même charge que les autres. Il ne subsistera une faible différence E F que si on a affaire à des appareils à fûts légèrement coniques.

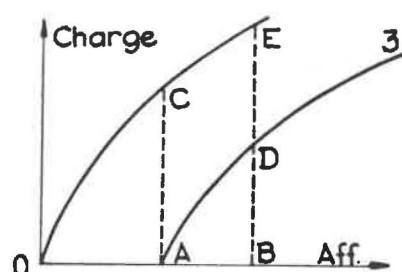


Fig. 60.

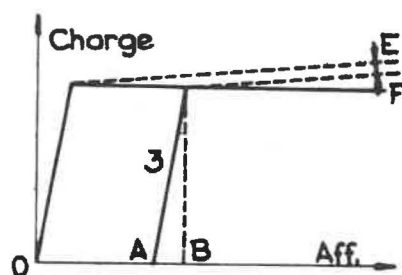


Fig. 61.

Lorsqu'on fait des mesures de charge sur les éتانçons, on remarque parfois que l'élément placé à la charnière est moins chargé que celui qui précède. Ceci provient de ce que le dernier éتانçon ne supporte qu'une largeur de bas toit égale à la moitié de celle qui pèse sur les autres, et surtout de ce que le haut toit s'appuie moins à cet endroit sur le bas toit. En effet, au bord de la coupure le bas toit a pu se détendre quelque peu vers le vide, son épaisseur et sa compacité ont pu diminuer légèrement et réduire la pression de contact. De plus, le choc qui se produit lors du foudroyage, provoque souvent un « saut » des éتانçons de la dernière file qui laissent se détacher légèrement le bas toit du haut toit.

70. — MARIAGE PILES-ÉTANÇONS

Dans certaines tailles équipées normalement d'éтанçons, on place parfois des piles en vue de renforcer la charnière de foudroyage. Des caissons, des piles métalliques (n° 48) ou des étançons à larges assises et forte portance sont ainsi employés dans les couches de grande ouverture et dans les tailles où le haut toit est lourd et où le soutènement risque de flamber. De plus, le renforcement de la charnière a souvent permis de résoudre les cas difficiles de fronts libres d'éтанçons où les bèles en porte à faux s'avéraient insuffisantes, car elles donnaient lieu à une fissuration préalable trop importante si on ne réduisait pas la flexion en soutenant mieux l'arrière taille.

A cause de leur surface de base importante et de leur stabilité les piles s'indiquent également lorsque les épontes et spécialement le mur, se laissent poinçonner ou lorsque l'inclinaison de la couche atteint 20 à 25°. Enfin, la possibilité qu'ont ces éléments « d'encaisser » facilement le choc d'un coup de charge les fait utiliser dans les tailles à toit raide. Dans ce cas on se contente parfois de piles postiches (n° 34).

Le mariage des piles et des étançons n'est toutefois possible que si les deux soutènements se débloquent suffisamment en synchronisme, sinon il peut se produire de graves perturbations dans le comportement du toit. On a dû abandonner les grosses piles à vis (étançons Dardenne) qui trop rigides, poinçonnaient le bas toit. Il faut que tous les appareils aient la même courbe charge-affaissement, compte tenu des différences dans leurs surfaces d'assise et donc de leur enfoncement dans le mur. A ce point de vue, rappelons (n° 48) que les caissons métalliques rigides ne peuvent convenir que s'ils sont surmontés d'un empilement de bois d'une hauteur suffisante pour leur procurer la « souplesse » indispensable. Ces bois sont par ailleurs nécessaires pour suivre les variations d'ouverture de la couche.

Le système a été utilisé dans une taille ouverte dans une couche dont l'ouverture variait de 1,20 à 3 m et la pente de 15 à 30°. Le contrôle se faisait par foudroyage sur étançons Gerlach, avec caissons

de renfort à la charnière. Malgré les irrégularités et l'inclinaison, la taille a progressé normalement en donnant l'impression d'une grande sécurité.

Actuellement lorsque la pile n'a pas pour but de renforcer la stabilité de la charnière, on substitue souvent au mariage pile-étançon, l'emploi exclusif d'éтанçons renforcés, hydrauliques ou à frottement, qui ont l'avantage d'apporter une plus grande homogénéité dans le contrôle du toit et de réduire le foudroyage à une seule opération qui par ailleurs peut être effectuée par les abatteurs eux-mêmes.

70. — FOUDROYAGE SUR EPIS

Ce procédé est intermédiaire entre le foudroyage et le remblayage par fausses voies. Au lieu de foudroyer la taille sur toute sa longueur, on ne foudroie que sur des distances L (fig. 62) et, avec les éboulis, on monte à la main des épis de remblai de largeur E . Le foudroyage se fait sur piles ou sur étançons, et la partie remblayée est généralement boisée.

Le haut toit est bien soutenu au droit des épis, ce qui augmente l'efficacité du contrôle du toit. La portée $A M$ est plus faible et les coups de charge plus réduits que dans le cas du foudroyage intégral. De plus, les parties du bas toit restées en place sur les épis forment des contreforts qui au moment du foudroyage empêchent l'arrachage des bancs vers les éboulis, les cassures et les dénivellations sont rares et en général, l'abattage est plus facile.

La distance L entre épis doit être telle que le foudroyage vienne bien et sur une hauteur suffisante, car les bancs forment des dalles soutenues sur trois côtés assez rapprochés, tandis que les épis doivent être assez larges pour ne pas s'écraser trop fort et conserver une portance satisfaisante. L'expérience seule peut fixer ces dimensions qui varient avec les conditions de gisement. Nous avons vu dans une taille des épis de 4 m de largeur laissant entre eux 12 m d'espace foudroyé où le toit se comportait très bien. Par contre dans la même exploitation, des épis de 5 à 6 m, distants de 10 m, ne laissaient pas s'ébouler le toit assez

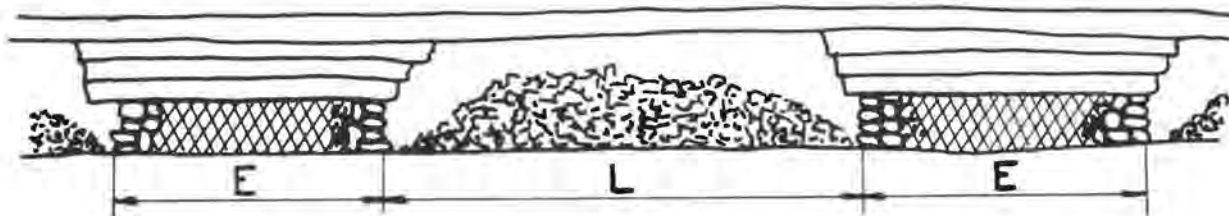


Fig. 62.

chant dans la couche Grande Mine des Charbonnages des Bouches du Rhône. Cette couche est surmontée d'un toit en calcaire épais et de très grande résistance (environ 2.000 kg/cm² de charge de rupture à la compression). Lorsqu'elle était exploitée par piliers abandonnés, il se produisait de nombreux coups de toit très violents souvent dangereux. Le soutènement marchant, en exposant peu le personnel à front, a permis d'y faire avec succès l'essai de tailles chassantes, les coups ont pratiquement disparu, car malgré la dureté du toit, la fissuration préalable a lieu, ce qui a rendu possible le foudroyage du banc raide. Les fissures sont même trop rapprochées car les éboulis sont de petite dimension, parce que le toit est découvert à front sur une trop grande largeur, l'abattage se faisant par haveuse à disques sur panzer. De plus, à chaque avancement des piles, des pierres tombent entre les bêtes, ce qui indique une portance insuffisante qui laisse les agrippages se desserrer prématurément.

Certains éléments de soutènement marchant sont constitués d'une seule bête portée par deux

étançons, d'autres comportent deux bêtes chacune sur un étançon et reliées par une solide articulation. Les têtes d'étançons sont munies de rotule. La bête unique grâce à sa robustesse ne risque pas d'être déformée malgré les différences de cheminement des épontes comme le sont les bêtes ordinaires (n° 57). Elle semble cependant se prêter moins bien aux irrégularités du toit et à la traversée des dérangements et d'autant plus qu'elle doit avoir une assez grande longueur si on veut réduire la largeur de toit à découvert à front. Par contre la bête unique sur deux étançons maintient mieux le cadre dans sa direction perpendiculaire au front.

En plus des économies importantes de main-d'œuvre et des possibilités de réaliser de grands avancements en taille, le soutènement marchant parce qu'il n'est plus limité par le poids et l'encombrement est apte à mieux résoudre les problèmes de contrôle du toit que le soutènement ordinaire. Il reste cependant à en améliorer la stabilité, car dès que la pente dépasse une dizaine de degré, ces grands cadres ont tendance à se déverser.

VII. — MOUVEMENTS DE TERRAINS ET CONTROLE DU TOIT

73. — Dans ce qui précède on a surtout eu en vue le cas de tailles en plateaux de faible inclinaison. Dès que la pente dépasse une quinzaine de degrés, le problème se complique du fait de la tendance au glissement des terrains avec pour conséquence le danger de voir se déverser les soutènements et se créer des éboulements importants.

74. — MOUVEMENT DES EPONTES

Même dans les couches à faible pente, les bancs non seulement s'affaissent, ou se soulèvent s'il s'agit du mur, mais aussi s'étirent, et cheminent de l'avant vers l'arrière ; de plus, ils ont tendance à glisser vers l'aval, ce qui entraîne un point du toit ou du mur, tel que M (fig. 65) à se déplacer suivant une trajectoire MN. Les mouvements ne sont pas continus, mais se font par saccades, chaque fois que se produit le glissement d'un bloc le long de ses fissures préalables. Il en résulte des déplacements relatifs entre un point au toit et un point

au mur situés sur une même droite normale aux épontes ; parfois c'est le point du toit qui glisse plus vers l'arrière ou vers l'aval, à d'autres moments c'est celui du mur. La projection sur le mur d'un point du toit est donc une courbe sinueuse (fig. 66) qui apparemment n'obéit à aucune loi. En général, dans une taille remblayée, le mur se déplace plus vers le remblai que ne le fait le toit, tandis que c'est l'inverse dans une taille foudroyée. Il faut donc dans le premier cas, donner un léger fruit aux montants, le pied au charbon, tandis que les étançons dans une taille foudroyée doivent être placés le pied au remblai, de façon que le mouvement des épontes resserre le soutènement plutôt que de le desserrer.

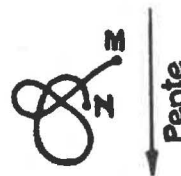


Fig. 66.

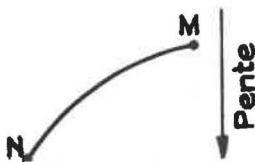


Fig. 65.

75. — GLISSEMENT DE TERRAINS

Dès que l'inclinaison de la couche atteint une certaine valeur, les déplacements des épontes peuvent prendre une très grande importance parce que la composante de glissement augmente tandis que

diminue la charge sur le soutènement. Tant que les bancs restent géométriquement continus, les blocs compris entre les joints naturels et les fissures préalables primaires et secondaires s'appuient les uns sur les autres et se déplacent difficilement. Il n'en va plus de même lorsque leur continuité est interrompue à l'aval par un éboulement local ou un bosseyement ; les agrippages se desserrent et il peut se produire un glissement du terrain. Le mouvement est généralement brusque et sans signes avertisseurs, parce que, dès que le phénomène est démarré, les coefficients de frottement statique sont remplacés par des coefficients dynamiques beaucoup plus faibles. Le soutènement est déversé et il se produit un éboulement qui peut être de grande étendue. Le danger est surtout important lorsque les joints de stratification sont lisses, humides ou qu'une passée de charbon, si mince soit-elle, fait office de lubrifiant, ou lorsque les terrains ont déjà été disloqués par une exploitation antérieure sous-jacente, surtout si de l'eau a amené un peu d'argile entre les joints.

La coupure la plus fréquente est celle provoquée par le bosseyement du toit à la galerie de base qui s'est généralisé avec l'usage des soutènements arqués. Les éboulements de pied de taille sont fréquents d'autant plus que par le tir, les agrippages des premiers blocs sont desserrés. En outre, on enlève souvent le montant amont des cadres pour faciliter le passage de l'engin d'évacuation ce qui supprime les premières pressions de contact. La méthode qui consiste à bosseier le toit à l'arrière, a l'avantage de conserver la dalle entière au débouché de la taille. Si au contraire on bosseie le toit en avant de la taille, celui-ci doit être parfaitement « rencloué », les bancs coupés doivent être « troussés » contre les cadres par un garnissage soigné (G, fig. 67) et on doit dès que possible,

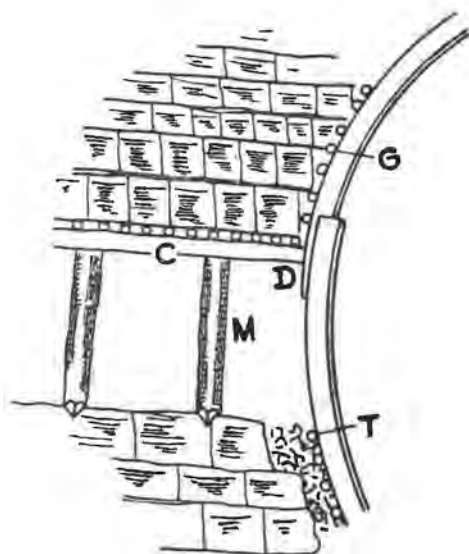


Fig. 67.

placer une bête chassante CD appuyée contre les cadres et dont les montants M ont un léger fruit, pied vers l'aval. Le mur doit être également maintenu en place par un troussage T afin qu'il ne puisse glisser sous la pression des étançons qui ont tendance à disjoindre les blocs des premiers bancs.

Le danger d'éboulement en pied de taille et de glissement des bancs est augmenté lorsque la galerie de base est l'ancienne voie de retour d'air d'une taille aval A (fig. 68) déjà exploitée. On sait en effet que cette taille a créé dans le massif des

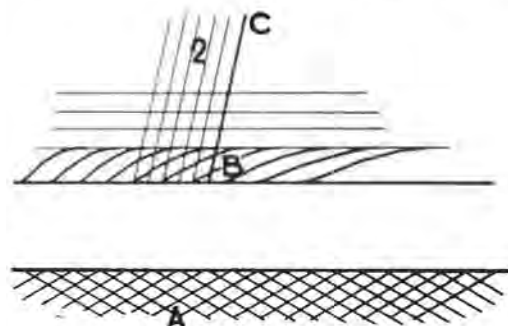


Fig. 68.

fissures 1 parallèles à la galerie ou légèrement obliques qui s'étendent sur 4 à 10 m à l'amont, et qui en bordure de la voie se sont ouvertes sur une étendue d'autant plus grande que le charbon a été mal troussé et s'est éboulé. A ces fissures viennent s'ajouter les fissures préalables 2, provoquées par le nouveau front B. C. en sorte que le pied de taille est ainsi découpé en rhomboédres. L'exploitation d'un panneau par tailles prises en descendant permet d'éviter cette zone délicate et s'impose absolument lorsqu'il s'agit de tailles à front libre d'étançons, notamment lorsqu'on utilise un scraper rabot qui laisse les bancs à découvert sur de grandes largeurs.

Parmi les coupures en tailles, les fausses voies minées au toit sont dangereuses en forte pente malgré qu'elles ne coupent les bancs qu'en arrière de l'atelier de travail. Si le soutènement de ces fausses voies n'est pas bien constitué, il peut se produire un glissement des bancs qui s'étend jusqu'au massif lorsque, comme c'est généralement le cas dans les couches pentées, le front est oblique par rapport à la plus grande pente, avec le pied en avant. Il faut donc y placer des cadres qu'on peut récupérer 8 à 10 m en arrière, là où la galerie tient très bien, parce que les bancs de toit soutenus de part et d'autre par les remblais, s'affaissent régulièrement et sans se déformer.

Une autre source de discontinuité géométrique des bancs est l'éboulement local des toits déliteux. On a vu (n° 32 - fig. 21) que de tels toits, s'ils

donnent rarement lieu à des éboulements importants en gisements très plats, peuvent s'il y a de la pente, amener le découronnement des étançons qui en se déversant de proche en proche, provoquent la chute en masse des bancs. Plus l'inclinaison est forte, plus il faut soigner le garnissage et la stabilité du soutènement, en n'utilisant que des bèles placées suivant la pente, dont les extrémités s'appuient les unes contre les autres, et dont les étais ont un léger fruit, tête à l'amont, tandis que leurs pieds sont potelés dans un banc résistant. Les cadres montants qui se sont généralisés depuis l'introduction des soutènements métalliques sont à rejeter en forte pente, à moins qu'ils ne soient reliés entre eux par des longrines parallèles au front.

Les dérangements en taille sont également des points qui peuvent faciliter le glissement des bancs. Les plus dangereux sont les recoutelages (fig. 69). Le toit T et le charbon de la queue Q ont tendance à glisser. De plus, les bancs sont généralement feuilletés et fissurés parce que lors du plissement ils ont subi une déformation criquée. Il faut à l'endroit où les deux couches ont été déhouillées que les étançons soient bien serrés entre les épontes, solidarisés par des entretoises E, et que leurs pieds soient potelés profondément dans un banc résistant. Un garnissage jointif G doit empêcher le charbon de la queue et le toit T de se déliter. De plus, les premières bèles B de « renclouage » munies d'un garnissage à mailles serrées, doivent être chassantes, placées bout à bout, et appuyées sur le dernier grand montant A. Ce soutènement doit être particulièrement résistant, car le toit T ayant sa continuité rompue à l'aval ne résiste pas à la flexion et pèse de tout son poids, tandis que le charbon de la queue provoque une forte poussée de dilatation.

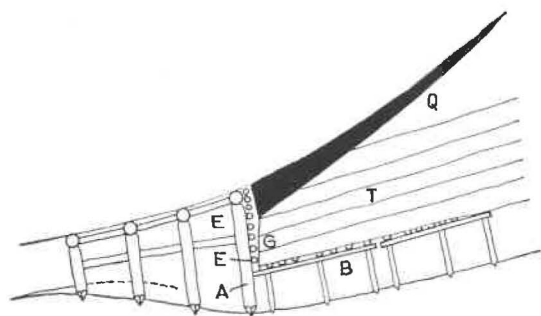


Fig. 69.

Enfin l'orientation de la taille a une grande importance sur les possibilités de glissement de terrains. Plus le front est orienté en dehors de la plus grande pente, le pied de taille en avance sur la tête (taille en relevage) et plus les fissures ont tendance à s'ouvrir. Inversement, elles se maintien-

nent plus serrées lorsque la taille est à contre pente ou comme on dit « grâlante ». Dans les tailles où l'abattage se fait par scraper rabot, on parvient à maintenir le toit malgré que celui-ci reste à découvert sur 2 à 2,50 m en avant des premiers pilots, parce que la méthode exige de coucher la taille, la tête fortement en avant du pied.

Dans les forts pendages, où le front est généralement très couché pour ralentir la descente du charbon, le soutènement, qu'il soit parallèle ou perpendiculaire au front est toujours peu stable. On aurait souvent des éboulements, si le remblai n'était pas aussi bien tassé qu'il l'est grâce à la pente.

76. — GLISSEMENTS DE TERRAINS DANS LES TAILLES FOUDROYÉES

Les glissements de terrains dans les tailles foudroyées sont plus fréquents encore et souvent plus graves que dans les tailles remblayées. Le bas toit n'y a plus aucune résistance à la flexion et s'éboule dès que le soutènement est en défaut. De plus, la coupure à la charnière de foudroyage et l'arrachage qui se produit au moment de la chute du toit, facilitent le glissement vers les éboulis. Lorsque la pente dépasse 20 à 25° le foudroyage peut devenir dangereux car dès qu'une « chapelle » se forme dans le bas toit, les bancs peuvent glisser, d'autant plus que la plupart du temps, le soutènement est montant et par conséquent peu stable dans le sens d'un déversement vers l'aval. Le plus souvent on est obligé de placer à la charnière, des piles ou des caissons à large assise pour augmenter la stabilité.

Les bas toits épais et très résistants peuvent provoquer des glissements en masse parce que, comme on l'a vu (n° 13 - fig. 13), la fissuration y est peu développée et découpe les bancs en dalles de grandes dimensions. Celles-ci s'étendent parfois de part et d'autre de la charnière et au moment du foudroyage entraînent les étançons dans leur chute, les blocs situés à l'amont n'ont plus alors d'appui et glissent à leur tour parfois sur de grandes surfaces. Les toits médiocres, délitéux et feuilletés parce qu'ils donnent facilement des éboulements locaux, ne peuvent être foudroyés que lorsque la pente ne dépasse pas une dizaine de degrés et à condition de placer un garnissage très serré, constitué éventuellement de planchettes ; de plus, il faut que le haut toit ne soit pas trop lourd de façon à ne pas provoquer le poinçonnement du bas toit par le soutènement.

Dans un gisement très incliné, il ne faut jamais mettre une taille foudroyée hors pente en avançant fortement le pied et encore moins y laisser subsister des gradins. A l'aval de ces derniers, le bas toit

surplombe les éboulis, et seul son serrage entre le soutènement et le haut toit l'empêche de glisser. Si ce serrage vient à faire défaut, parce que le terrain s'émiette par poinçonnage, que les étançons n'ont pas assez de fruit tête à l'amont, ou simple-

ment parce que lors du foudroyage, la charnière n'est pas bien stable et se laisse entraîner par l'arrachage, on risque l'éboulement en masse qui peut s'étendre jusqu'à front et sur de grandes surfaces.

VIII. — CONCLUSIONS

77. — Au terme de cette longue étude, quelques faits essentiels se dégagent. D'abord la double action du contrôle du toit et le rôle important de la vitesse de progression de la taille. Le contrôle du toit ne limite pas seulement les déformations des bancs en diminuant leurs portées réduites, mais il prépare les terrains en agissant sur la fissuration préalable et sur le desserrage des agrippages. Plus le contrôle est rigide, plus les fissures sont écartées et plus les bancs deviennent raides. Bien des difficultés proviennent d'un remblai mal fait, non serré au toit, trop compressible, d'un soutènement insuffisant, de piles de bois qui s'écrasent ou d'étançons à trop faible portance. Non seulement le toit fléchit exagérément et risque de s'effondrer et de donner des coups de charge, mais trop fissuré, il devient de plus en plus mauvais, lourd et avec de nombreuses dénivellations. De plus, au foudroyage il donne des éboulis de trop petites dimensions qui procurent un autorembloi de mauvaise qualité. Il en est surtout ainsi lorsque le toit est mal soutenu à front, notamment lorsque celui-ci doit rester libre d'étançons et que les bêtes en porte à faux sont trop peu rigides pour la qualité des terrains, ou trop courtes et laissent une trop grande largeur de toit à découvert. A ce point de vue, les soutènements marchants où le poids n'est plus un obstacle, peuvent avoir des portances suffisantes et des bêtes très rigides et très longues qui soutiennent parfaitement le toit jusqu'au massif.

Toutefois si les soutènements doivent avoir une portance suffisante pour réduire au minimum la déformation du toit, il faut cependant qu'ils soient assez souples pour préparer le desserrage des agrippages et que le foudroyage puisse se faire sans retard exagéré après déferrage. De plus, il ne faut pas qu'ils absorbent toute la réaction du toit et que celle-ci n'aide pas suffisamment l'ouverture des clivages. Un foudroyage qui vient mal, ou une couche dont l'abattage se montre difficile, sont des signes d'un soutènement trop rigide. Par contre, des éboulis qui tombent entre les bêtes ou qui sont de trop petites dimensions résultent d'un soutènement insuffisant, particulièrement à front.

Il faut aussi éviter le poinçonnement des épontes, car il ne sert à rien d'avoir des étançons à forte rigidité, si c'est pour les voir travailler avec la

portance insuffisante du mur dans lequel ils s'enfoncent. Ici encore les soutènements marchants grâce à leurs larges assises marquent un nouveau progrès sur les procédés ordinaires.

La vitesse de progression agit dans le même sens que la rigidité du soutènement, plus on avance vite, plus les fissures préalables sont écartées, moins les agrippages se desserrent et plus les terrains sont raides. En agissant sur les portées réduites, les grandes vitesses améliorent fortement la tenue du toit sauf lorsque les bancs sont de par leur nature trop résistants et deviennent trop raides. Il faut alors ralentir la progression pour éviter les coups de charge.

Il existe donc une rigidité du soutènement et une vitesse optimum qu'il est bon de ne pas dépasser. Ceci est surtout vrai dans les couches minces et dures où le toit est raide, et peut, si la fissuration est insuffisante, donner lieu à des dalles de toit de grandes dimensions dont la chute est dangereuse.

Quant à dire s'il faut mieux foudroyer ou remblayer, le choix doit être basé sur des considérations techniques et de prix de revient, mais surtout en tenant compte des conditions de gisement. Il faut être très prudent dès que la pente dépasse 10 à 15°, éviter de créer dans les bancs des solutions de continuité qui laissent les fissures se desserrer et augmentent le danger de glissement. Il faut être particulièrement attentif lorsqu'on foudroie, à orienter la taille suivant la plus grande pente et surtout à ne pas y faire des gradins.

78. — COMPARAISON ENTRE LE REMBLAYAGE ET LE FOUDROYAGE

De ce qui précède, on peut conclure qu'un remblai bien fait, c'est-à-dire rapidement portant et compact, procure toujours un meilleur moyen de contrôle que le foudroyage, le toit reste plus sain. Il n'y a que si le bas toit est raide qu'il vaut mieux foudroyer afin de supprimer la cause des coups de charge en rompant la continuité des bancs. Le procédé est alors moins coûteux et plus efficace que celui de creuser des fausses voies au toit, moyen par ailleurs excellent pour réduire la rai-

SERVICE GEOLOGIQUE DE BELGIQUE

AARDKUNDIGE DIENST VAN BELGIE

**CARTE DES MINES
DU BASSIN HOULLER DE LA CAMPINE**

**MIJNKAART
VAN HET KEMPENS KOLENBEEKEN**

Commentaires par

Commentaar van

A. DELMER

Ingénieur en Chef - Directeur des Mines.

SAMENVATTING

De grafische dokumenten met betrekking op het Kempense Steenkolenbekken die wij U heden voorstellen zijn een op punt stelling van de opgedane kennis gedurende 60 jaar ontginning. In bijlage wordt de onregelmatigheid besproken begrepen tussen de ontginningsgebieden van Houthalen en Zwartberg.

Langs beide zijden wordt een hiaat waargenomen in het gehalte aan vluchtige bestanddelen en een verdikking van het Westf. A.

Een veronderstelling werd vooropgesteld die binnenkort door de spoedige vooruitgang der ontginning zal kunnen worden getoetst.

INHALTSANGABE

Die nachstehenden graphische Darstellungen vermitteln einen Ueberblick über die Erkenntnisse, zu denen der Bergbau im Campinerevier im Laufe von sechs Jahrzehnten gelangt ist. In einem Anhang folgen Betrachtungen über die auffallenden, von der Regelmässigkeit des Bildes abweichenden Erscheinungen im Raum zwischen den Grubenfeldern der Zechen Houthalen und Zwartberg. Diese Zone ist durch einen Sprung im Gehalt der Flöze an Flüchtigen Bestandteilen und durch Zunahme der Mächtigkeit der Westphal A-Schichten gekennzeichnet. Der Verfasser versucht, eine Erklärung hierfür zu geben; der Fortgang des Abbaus wird binnen kurzem die Ueberprüfung ihrer Richtigkeit ermöglichen.

RESUME

Les documents graphiques relatifs au Bassin Houllier de la Campine que nous présentons aujourd'hui sont une mise au point des connaissances acquises par soixante années d'exploration minière. En annexe, on discute de l'anomalie que présente la région comprise entre les exploitations de Houthalen et de Zwartberg. De part et d'autre, on constate un hiatus dans les teneurs en matières volatiles et un accroissement d'épaisseur du Westphalien A. Une hypothèse est avancée que le progrès des exploitations permettra de vérifier à bref délai.

SUMMARY

The graphs which we present today concerning the Campine Coalfield are the restatement of knowledge acquired in sixty years of mining. In the appendix, is a discussion of the anomaly presented by the region in between the Houthalen and Zwartberg workings. Here and there, a hiatus may be observed in the percentage of volatile matter and an increase in the thickness of the Westphalian A. A hypothesis is put forward that the progress of the workings will enable us to verify very shortly.

Le Service Géologique de Belgique présente au public intéressé un album de 14 planches qui constituent la Carte des Mines du Bassin Houiller de la Campine. Ces documents permettent de se faire une idée de la consistance stratigraphique et de la structure tectonique de cette région minière telles que soixante années de recherche et d'exploitation les ont révélées.

Il y a vingt cinq ans, M. A. Grosjean publiait une « Première ébauche d'une carte structurale du gisement houiller de la Campine Limbourgeoise » (1). Ce travail, aboutissement d'une analyse stratigraphique détaillée, a fixé définitivement les traits structuraux du bassin. Les travaux de reconnaissance étudiés depuis lors n'ont fait que préciser et étendre l'image présentée en 1936. Ce sont ces précisions que nous désirons faire connaître aujourd'hui à l'aide de cet album.

Le dossier comprend les planches suivantes :

- Pl. 1 — Le Dinantien en Campine.
- Pl. 2 — Le Namurien en Campine.
- Pl. 3 — Le Westphalien en Campine.
- Pl. 4 — Les étages Jurassique, Triasique et Permien.
- Pl. 5 — Comparaison entre les échelles stratigraphiques des sept sièges.
- Pl. 6 — Tableau des couches de houille.
- Pl. 7 — Allure du terrain houiller de Campine.
- Pl. 8 — Carte des formations houillères de Campine.
- Pl. 9 à 14 — Coupes à travers le gisement.

La signification de ces planches est claire, nous y renvoyons au cours de la description succincte du bassin de la Campine qu'on lira ci-après. Des annexes sont consacrées à des questions plus spéculatives.

DESCRIPTION GENERALE

Le terrain houiller n'affleure nulle part en Campine; aussi fallut-il la foi d'un pionnier pour soulever la couverture épaisse de 542 mètres qui recouvre la houille au sondage d'Asch (S.1). C'était le 2 août 1901. Depuis lors, plus d'une centaine de forages (2) et sept sièges d'exploitation ont fait connaître une image, tous les jours plus précise, de ce bassin houiller (3).

(1) A. GROSJEAN, 1936. Première ébauche d'une carte structurale du gisement houiller de la Campine Limbourgeoise. (*Mém. Inst. Géol. Univ. de Louvain*, T. X, pp 359-401, 1 planche).

(2) En fait, 131 sondages totalisant 115 km de longueur dont environ 43 km dans le Paléozoïque.

(3) L'histoire de cette découverte est mise au point dans : A. GROSJEAN, 1951. Prologue aux fêtes commémoratives de la découverte du charbon en Campine (août 1901 - août 1951). *Bulletin U.I.Lv* 1951.

De Aardkundige Dienst van België biedt het belangstellende publiek een album van 14 platen aan, die de Mijnkaart van het Kempens Kolenbekken vormen. Aan de hand van deze platen kan men zich een beeld vormen van de stratigrafische samenstelling en de tectonische structuur van deze mijnstreek, zoals wij die door zestig jaar verkenning en ontginning hebben leren kennen.

Vijfentwintig jaar geleden publiceerde de H. A. Grosjean een « Première ébauche d'une carte structurale du gisement houiller de la Campine Limbourgeoise » (1). (Eerste proeve van een structuurkaart van het kolenveld der Limburgse Kempen.) Dat werk, de vrucht van een gedetailleerde stratigrafische ontleding, heeft de structurele trekken van het bekken voorgoed vastgesteld. De sedertdien bestudeerde verkenningen hebben het in 1936 gevormde beeld slechts meer in bijzonderheden bepaald en uitgebreid. Het zijn die verduidelijkingen die wij thans door middel van deze album willen kenbaar maken.

De bundel bevat de volgende platen :

- Pl. 1 — Het Dinantiaan in de Kempen.
- Pl. 2 — Het Namuriaan in de Kempen.
- Pl. 3 — Het Westfaliaan in de Kempen.
- Pl. 4 — De Jura-, Trias- en Perm-etages.
- Pl. 7 — Kaart van de Kempense kolenformaties.
- Pl. 8 — Algemene vorm van de kolenformaties in de Kempen.
- Pl. 5 — Vergelijking tussen de stratigrafische schalen van de zeven zetels.
- Pl. 6 — Tabel van de kolenlagen.
- Pl. 9 tot 14 — Doorsneden doorheen het kolenveld.

De betekenis van deze platen is duidelijk; wij verwijzen ernaar tijdens de beknopte beschrijving van het Kempens bekken die hierna volgt. Bijlagen handelen over meer speculatieve kwesties.

ALGEMENE BESCHRIJVING

De kolenformaties komen in de Kempen nergens aan de oppervlakte; het geloof van een pionier was dan ook nodig om de 542 m dikke mantel op te lichten die de kolen op de plaats van de boring te As overdekt (S.1). Dit gebeurde op 2 augustus 1901. Sedertdien hebben meer dan honderd boringen (2) en zeven ontginningszetels een voortdurend duidelijker wordend beeld van dat kolenbekken opgeleverd (3).

(1) A. GROSJEAN, 1936. Première ébauche d'une carte structurale du gisement houiller de la Campine Limbourgeoise. (*Mém. Inst. Géol. Univ. de Louvain*, T. X, pp 359-401, 1 plaat).

(2) Feitelijk 131 boringen met een gezamenlijke lengte van 115 km waarvan 43 in het Paleozoïcum.

(3) Deze ontdekking is geschiedkundig beschreven in : A. GROSJEAN, 1951 Prologue aux fêtes commémoratives de la découverte du charbon en Campine (août 1901 - août 1951). *Bulletin U.I.Lv* 1951.

subcrenatum. En fait, du bas vers le haut du terrain houiller, il y a changement progressif. Quoi qu'il en soit, la légende de l'étage Westphalien en Campine s'établit suivant le tableau suivant. Les assises et les zones sont définies par leur flore et sont limitées conventionnellement à des horizons marins dont les faunes sont le plus souvent banales.

D'autres niveaux que les horizons à faune marine sont suivis à travers le champ d'exploitation. La planche 3, véritable pierre angulaire du dossier, montre l'extension et les caractéristiques de ces niveaux que nous reprenons ici de bas vers le haut.

Gastrioceras op het niveau van de *G. subcrenatum*. In feite verandert het steenkolenterrein van onder naar boven geleidelijk.

In elk geval ziet de schaal van de Westfaliaan-etage er in de kempen uit zoals hierna beschreven. De assises en de zones zijn bepaald door hun flora en conventioneel begrensd door mariene horizonten met meestal alledaagse fauna.

Andere niveaus dan de horizonten met mariene fauna worden doorheen het ontginningsveld gevolgd. Plaat 3, de ware hoeksteen van de bundel, geeft de uitgestrektheid en de kenmerken aan van die niveaus, die wij hierna van onder naar boven behandelen.

ETAGES ETAGEN	ASSISES ASSISEN	ZONES ZONEN	HORIZON . LIMITES GRENS . HORIZONTEN
STEPHANIEEN STEFANIAAN	MANQUE ONTBREKT		
WESTFALIAAN WESTPHALIEN	D	NIET HERKEND NON RECONNU	
	C 850	ZONE VAN DE NEEROETEREN 600	
		ZONE VAN DE MEEUWEN 250	
	B 630	ZONE VAN DE EIKENBERG 300	H. VAN DE MAURAGE
		ZONE VAN DE AS 330	H. VAN DE LANKLAAR
	A 1000		H. VAN DE EISDEN
		ZONE VAN DE GENCK 460	H. VAN DE WYSHAGEN
		ZONE VAN DE BEERINGEN 540	H. VAN DE QUAREGNON
			H. VAN DE WASSERFALL
NAMURIAAN 550 NAMURIEN	C ANDENNE	ZONE G (Portie (inférieure) 160 (Onderste gedeelte)	H. VAN DE SARNSBANK
		ZONE R. 360	
		ZONE E + H 30	
	A CHOKER		

ZONEN

1. *Horizon de Sarnsbank*. L'horizon de Sarnsbank a été choisi pour limite entre les étages Namurien et Westphalien (Heerlen, 1927). Le toit de la couche en question renferme *Gastrioceras subcrenatum*. Ce fossile guide n'a été découvert qu'au sondage n° 96 (Stokrooie) et au sondage intérieur n° 2, au siège de Houthalen. Ailleurs cependant, le toit possède une riche faune marine notée dans les descriptions et récemment retrouvée dans de vieux échantillons du sondage n° 18 Elstreken (Zonhoven).

1. *Horizont van Sarnsbank*. De horizont van Sarnsbank werd gekozen als grens tussen de Namurien- en de Westfaliaan-etage (Heerlen, 1927). Het dak van bewuste laag bevat *Gastrioceras subcrenatum*. Dit gidsfossiel heeft men alleen bij de boring n° 96 (Stokrooie) en bij de binnenboring n° 2 in de mijn van Houthalen ontdekt. Elders bevat het dak nochtans een rijke zeefauna, die in de beschrijvingen is aangetekend en die onlangs weergevonden werd in oude monsters van de boring n° 18, Elstreken (Zonhoven).

2. 3. et 4. *Les niveaux de Violette, de Finefrau b et de Finefrau a*, récemment suivis à travers le Limbourg hollandais (12), se poursuivent dans la concession Limbourg-Meuse et Guillaume Lambert. Plus à l'ouest, ces horizons ont été traversés sans qu'on y puisse rapporter avec certitude telle ou telle passée de veine.

5. *L'horizon de Finefrau - Nebenbank*, se retrouve aisément à travers toute la Campine. Les goniatites caractéristiques de ce niveau manquent. Un épais niveau à « tubulations pyriteuses » existe partout à la base du facies marin.

6. *L'horizon de Lairesse ou Girondelle b*, que signale la présence habituelle de Foraminifères, est connu surtout dans l'est de la Campine.

7. *L'horizon de Girondelle a* se trace par l'argument géométrique au moins dans l'est du Bassin.

8. 9. et 10. *Les horizons de Grosse (Girondelle II), Venta (Plasshofsbank) et Cowette (à « Tubulations pyriteuses »)*. Ces trois niveaux notes 1, 2 et 3 à Limbourg-Meuse se retrouvent partout en Campine. Les trois veines connues à Limbourg-Meuse s'effilochent en trois groupes de passées de veine que séparent des stampes stériles. La veine supérieure (N° 3.L.M.), base de la « Grande stampe stérile », possède dans son toit un niveau à « tubulations pyriteuses » signalé par M. A. Grosjean. La signification sédimentologique ou organique de ces « tubulations » reste énigmatique. En règle générale, ces tubulations sont chevelues vers le haut pour se rassembler et grossir vers le bas où elles s'arrêtent de façon nette.

11. *L'horizon de Wasserfall* est inconnu en Campine sous son facies marin du Limbourg hollandais et du Bassin de Liège. On ne se trompe guère en situant cet horizon au toit d'une des passées de veine qui surmontent la « Grande stampe stérile ».

12 et 13. *Le « doublet de base de la zone de Genck »*. X. Stainer (13) a attiré l'attention sur la grande régularité en Campine de deux couches situées à la base de la zone de Genck. Effectivement, on se trouve ici devant une succession géométrique facilement reconnaissable. Le toit de la couche supérieure ou de la passée de veine qui

2. 3. en 4. *De niveaus Violette, Finefrau b en Finefrau a*, die onlangs doorheen Nederlands Limburg gevolgd werden (12), lopen door in de concessie Limburg-Maas en Guillaume Lambert (13). Meer westwaarts werden deze horizon ten doorboord zonder dat zij met zekerheid aan een bepaald koolspoor konden worden verbonden.

5. *De horizont van Finefrau - Nebenbank* wordt in geheel de Kempen gemakkelijk aangetroffen. De kenschetsende goniatiten van dat niveau ontbreken. Een dikke laag met « pyriettubulaties » is overal aan de basis van het zeefacies aanwezig.

6. *De horizont van Lairesse of Girondelle b*, door de gebruikelijke aanwezigheid van foraminiferen aangewezen, is vooral in het oosten van de Kempen gekend.

7. *De horizont van Girondelle a* kan door geometrische argumenten worden getrokken, althans in het oosten van het bekken.

8. 9. en 10. *De horizonten van Grosse (Girondelle II), Venta (Plasshofsbank) en Cowette (met « pyriettubulaties »)*. In Limburg-Maas als 1, 2 en 3 aangetekend, worden deze drie niveaus overal in de Kempen aangetroffen. De drie in Limburg-Maas gekende koollagen rafelen uiteen in drie door steenmiddels gescheiden koolsporengroepen. De bovenste laag (n° 3.L.M.), basis van de « Grote steriele zone », bevat in het dak een niveau met « pyriettubulaties », dat de H. A. Grosjean vermeld heeft. De sedimentologische of organieke betekenis van deze « tubulaties » is nog steeds een raadsel. Over het algemeen zijn deze tubulaties fijn vertakt naar boven toe en worden zij dichter en dikker naar onder toe, waar zij plots ophouden.

11. *De horizont van Wasserfall* is in de Kempen niet gekend onder het zeefacies waarin hij zich in Nederlands Limburg en in het Bekken van Luik voordoet. Wellicht valt deze horizont samen met het dak van een van de koolsporen die zich boven de « Grote steriele zone » bevinden.

12 en 13. *De « basistweelinglaag van de zone van Genck »*. X. Stainer (14) heeft de aandacht gevestigd op de grote regelmatigheid van twee lagen in de Kempen gelegen aan de basis van de zone van Genck. Men heeft hier inderdaad te maken met een geometrische opeenvolging, die gemakkelijk te herkennen is. Het dak van de bovenste laag of van de daarop liggende lagenbun-

(12) KIMPE, W.F.M., 1961. Stratigrafische ontwikkeling en correlatie van de koollagen van de Baarlo groep, Onder-Westfaliën A, in Zuid-Limburg met een vergelijking tot die in omliggende gebieden. (*Geologie en Mijnbouw*, 1961, n° 8, pp. 265-290, 's Gravenhage).

(13) STAINIER, X., 1936. Bassin houiller du Nord de la Belgique. Charbonnage Limbourg-Meuse. Sondage n° 76 d'Eysden (II). (*Ann. des Mines de Belgique*, T. XXXVII, pp. 229-261).

(12) KIMPE, W.F.M., 1961. Stratigrafische ontwikkeling en correlatie van de koollagen van de Baarlo groep, Onder-Westfaliën A, in Zuid-Limburg met een vergelijking tot die in omliggende gebieden. (*Geologie en Mijnbouw*, 1961, n° 8, pp. 265-290, 's Gravenhage).

(13) De naam van de concessie is: Sainte-Barbe et Guillaume Lambert (Nota van de vertaler).

(14) STAINIER X., 1936. Bassin houiller du Nord de la Belgique. Charbonnage Limbourg-Meuse. Sondage n° 76 te Eysden (II). (*Ann. der Mijnen van België*, T. XXXVII, pp. 229-261).

34. Il en est de même des grès de Neeroeteren qui, jusqu'à présent, coiffent le terrain houiller de Campine aux deux sondages n° 113 et n° 117.

Il serait long et fastidieux de reprendre une à une toutes les coupes de la planche 10 et d'en justifier la position stratigraphique. La plupart des descriptions sont publiées, mais on se souviendra que le Service Géologique conserve une impressionnante série de témoins, dans lesquels nous avons recherché des confirmations ou des données nouvelles. Quiconque y est intéressé peut consulter ces archives et échantillons.

On se rappellera :

- a) que trois sondages n'ont pas été exécutés, ils portent les numéros 71 - 87 et 88;
- b) que trois sondages n'ont atteint ni le Paléozoïque ni le Trias, ce sont les recherches portant les numéros 41, 80 et 100;
- c) que les sondages n° 82 et n° 83 coïncident avec l'axe des puits de Zwartberg;
- d) que le sondage n° 44 à Hoeselt a touché le socle ordovicien (?) du Massif du Brabant;
- e) que le sondage n° 68, en faille, est inutilisable;
- f) et que le sondage n° 104, dit de sécurité, a touché le terrain houiller sans le reconnaître.

On ne trouvera donc pas trace de ces onze recherches sur les planches 1, 2, 3 et 4.

« Les roches rouges » en Campine.

La planche 4, dressée jadis par M. R. Legrand, synthétise les données qu'on possède à présent sur les formations permienes, triasiques et jurassiques traversées ou simplement touchées par huit sondages. En dépit d'une connaissance stratigraphique déjà satisfaisante de ces formations, leur répartition spatiale est encore inconnue dans le détail.

Le Permien se superpose au terrain houiller sans discordance de stratification apparente suivant une ligne qui court au nord des concessions. Au passage dans les graben et sur les horst, cette ligne est reportée brusquement vers le sud et vers le nord en formant une série de claveaux. On peut reconnaître quatre de ces claveaux principaux.

1. A l'est de la faille de Rotem, les « roches rouges » s'étendent partout jusqu'à l'est de la Meuse en Limbourg hollandais.

2. Entre la faille de Rotem à l'est et une faille non dénommée à l'ouest, laquelle pourrait être le prolongement de la faille de Dilsen, la limite des roches rouges est reportée fortement vers le nord découvrant le socle houiller sur lequel sont implantés les sondages n° 110, n° 113 et n° 117.

34. Hetzelfde geldt voor de zandsteen van Neeroeteren, die tot dusver het Kempens kolen-terrein in de twee boringen n° 113 en 117 overdekt.

Het zou te lang duren moesten wij al de doorsneden van plaat 10 elk afzonderlijk behandelen en de stratigrafische vorm ervan verantwoorden. De meeste beschrijvingen zijn gepubliceerd, maar zoals men weet, bezit de Aardkundige Dienst een indrukwekkende reeks getuigemonsters, waarin wij bevestigingen of nieuwe gegevens opgezocht hebben. Wie er belang in stelt kan dat archief en die monsters raadplegen.

Men weet :

- a) dat drie boringen niet uitgevoerd werden, nl. de nummers 71, 87, en 88;
- b) dat drie boringen noch het kolen-terrein, noch het Trias bereikt hebben, nl. de verkenningsboringen n° 41, 80 en 100;
- c) dat de boringen n° 82 en 83 samenvallen met de as van de schachten van Zwartberg;
- d) dat de boring n° 44 te Hoeselt het ordovicische (?) substratum van het Massief van Brabant bereikt heeft;
- e) dat de boring n° 68, in een verschuiving uitgevoerd, onbruikbaar is;
- f) dat de zg. veiligheidsboring n° 104 het steenkool-terrein geraakt heeft zonder het te verkennen.

Van deze 11 verkenningen vindt men bijgevolg geen spoor op de platen 1, 2, 3 en 4.

Het « rode gesteente » in de Kempen.

Plaat 4, eertijds door de H. R. Legrand getekend, groepeerde de gegevens die men heden ten dage over de Perm-, Trias- en Juraformaties bezit, welke formaties door acht boringen doorboord of alleen geraakt werden. Ondanks een reeds bevredigende stratigrafische kennis van deze formaties, is de verbreiding ervan nog niet in bijzonderheden gekend.

Het Perm overdekt het kolen-terrein zonder blijkbaar stratigrafische nonconformiteit volgens een lijn ten noorden van de concessies. Waar zij door de troggen (graben) en over de horsten loopt, wordt die lijn plots naar het zuiden en naar het noorden verplaatst, aldus een reeks blokken vormend. Men kan vier van deze hoofdblokken herkennen.

1. Ten oosten van de breuk van Rotem strekt het « rode gesteente » zich overal uit tot ten oosten van de Maas in Nederlands Limburg.

2. Tussen de breuk van Rotem ten oosten en een breuk zonder naam ten westen, die de verlenging van de breuk van Dilsen zou kunnen zijn, is de grens van het rode gesteente aanzienlijk naar het noorden toe verplaatst, aldus het kolensubstratum onthotend waarop de boringen n° 110, 113 en 117 uitgevoerd zijn.

3. Entre cette faille et une autre qui passe peu à l'est du sondage n° 124 et peu à l'ouest du sondage n° 60, la limite des roches rouges coïncide approximativement avec la limite nord de la concession Les Liégeois.

4. Enfin à l'ouest du sondage n° 60, il semble ne plus y avoir de roches rouges, du moins en Belgique.

TECTONIQUE

La planche 7 représente par courbes de niveau la surface de transgression du Crétacé. Cette surface a pu être suivie cette fois dans la concession Limbourg-Meuse grâce aux très nombreux sondages intérieurs qui ont précisé la forme de cette surface, irrégulière dans le détail. Ceci traduit la nature continentale des dépôts de l'Assise d'Aix-la-Chapelle (Cp 1) (19).

Le récent sondage n° 114 a touché le socle houiller à une cote anormalement élevée (— 414). Il semble que ce fait est en relation avec la faille inverse traversée dans ce sondage à 605 m de profondeur. Dans le Limbourg Hollandais (20), ces accidents dénivellent le socle paléozoïque et sont considérés comme des manifestations tardives résultant de la surrection du Massif du Brabant.

L'allure générale du gisement se voit clairement sur les planches 7 et 8; elle consiste en plateaux inclinés au nord ou au nord-est. L'inclinaison est de 15 à 20° dans l'est et est de moins de 10° vers l'ouest. La direction du gisement, qui est approximativement est-ouest dans la concession Limbourg-Meuse et dans les concessions de Genk, devient franchement nord-ouest à sud-sud, au-delà de la Réserve B. Sur la base de quelques sondages souvent anciens, nous avons prolongé les lignes de niveau jusque dans la Campine anversoise.

ANNEXES

1. Qualité des houilles du Bassin de la Campine.
2. L'Enigme de la « Réserve B ».

(19) Il y aurait lieu de tenir compte de l'épaisseur déhouillée au droit de chaque sondage intérieur pour restituer la position du sommet du Terrain houiller avant tout affaissement consécutif à l'exploitation.

(20) PATTIJN, R.J.H. et KIMPE, W.F.M., 1961. De Kaart van het Carboon-Oppervlak, de Profielen en de Kaart van het Dekterrein van het Zuid-Limburgse Mijngedebiet en Staatsmijn Beatrix met omgeving. (*Mededelingen van de Geologische Stichting*, Serie C.I, 1, n° 4).

3. Tussen deze breuk en een andere die even ten oosten van de boring n° 124 loopt en even ten westen van de boring n° 60, valt de grens van het rode gesteente bij benadering samen met de noordergrens van de concessie Les Liégeois.

4. Ten westen van de boring n° 60, ten slotte, schijnt er geen rood gesteente meer aanwezig te zijn, althans niet in België.

TECTONIEK

Op plaat 7 is het overschrijdingsvlak van het Krijt door hoogtercurven voorgesteld. Ditmaal heeft men dit vlak in de concessie Limburg-Maas (20) kunnen volgen dank zij de zeer talrijke binnenboringen die de vorm van dat onregelmatige vlak in bijzonderheden hebben verduidelijkt. Dit wijst op de continentale aard van de afzettingen van de Assise van Aken (Cp 1) (21).

De onlangs uitgevoerde boring n° 114 heeft het kolensubstratum op een abnormaal hoog peil geraakt (— 414). Dit schijnt verband te houden met de tegengestelde verschuiving die men in deze boring op 605 m diepte doorboord heeft. In Nederlands Limburg (22) maken deze storingen het paleozoïsche substratum heuvelachtig en worden zij beschouwd als laattijdige uitingen veroorzaakt door de opheffing van het Massief van Brabant.

De algemene lijn van de afzetting komt duidelijk tot uiting op de platen 7 en 8; het zijn vlakke lagen, hellend in het noorden en in het noord-oosten. De helling bedraagt van 15 tot 20° in het oosten en minder dan 10° naar het westen. De richting van de afzetting, die nagenoeg oost-west is in de concessie Limburg-Maas en in de concessies van Genk, wordt uitgesproken noord-oost — zuid-west voorbij de Reserve B. Voortgaande op enkele meestal oude boringen veronderstellen wij dat deze richting in de Antwerpse Kempen opnieuw een oost-westelijke lijn aanneemt. Deze rustige vorm wordt onderbroken door een groot aantal normale breuken, waarvan de schikking enkele regels schijnt te volgen die wij, gezien de hypothecaire aard ervan, in een bijlage pogen te bepalen.

BIJLAGEN

1. Kwaliteit van de kolen van het Kempens bekken.

(20) Sainte-Barbe et Guillaume Lambert.

(21) De ontkoolde dikte op de plaats van iedere binnenboring zou in aanmerking moeten worden genomen om de stand van de top van het kolenterrein vóór enige verzakking door de ontginning veroorzaakt te bepalen.

(22) PATTIJN, R.J.H. en KIMPE W.F.M., 1961. De kaart van het Carboon-Oppervlak, de Profielen en de Kaart van het Dekterrein van het Zuid-Limburgse Mijngedebiet en Staatsmijn Beatrix met omgeving. (*Mededelingen van de Geologische Stichting*, Serie C.I, 1, n° 4).

§ 2. *L'énigme de la Réserve B.*

L'hiatus qui existe de part et d'autre de la Réserve B dans les teneurs en matières volatiles se double d'une autre discontinuité tout aussi brutale dans l'épaisseur du Westphalien A. A Houthalen, le Westphalien A est plus épais d'environ 10 % qu'il ne l'est à Winterslag par exemple. Enfin, on ne peut raccorder de part et d'autre de la Réserve B les zones synchrones par des lignes continues. Cette situation a fait soupçonner depuis fort longtemps l'existence soit d'une flexure, soit d'une faille importante. Nous estimons qu'il s'agit bien d'une faille. Cet accident important expliquerait aussi bien l'anomalie des teneurs en matières volatiles que celle des épaisseurs. Cette faille limiterait définitivement vers l'ouest l'extension des roches permo-triasiques et irait rejoindre vers le nord une dénivellation du socle mise en évidence par plusieurs profils sismiques, notamment peu à l'est du sondage n° 124.

Il semble bien qu'à l'est de la Réserve B, la teneur en matières volatiles des houilles d'une même couche augmente vers le sud, tandis que s'accroît dans le même sens l'épaisseur du Westphalien A. Il suffirait d'imaginer l'existence d'un décrochement de sens dextrogyre dans la réserve B pour rendre compte des hiatus constatés de part et d'autre.

Aucun argument en faveur de cette hypothèse ne résulte des profils sismiques exécutés dans la Réserve B mais, dans cette région, l'allure du socle paléozoïque n'est pas affectée par un rejeu quelconque des failles.

§ 3. *Allure des failles du Bassin de la Campine.*

M. A. Grosjean (1937) (29) a déjà constaté en Campine l'existence « d'un réseau anastomosé de failles, présentant entre elles de nombreuses dispositions en « bretelle »..., mais dont l'allure générale serait grossièrement longitudinale par rapport à l'allure des strates ». Ce système de failles dit « splay-faulting » est très fréquent. E.M. Anderson (30) lui a donné une explication satisfaisante en supposant qu'il s'agit de failles du type « décrochement » (transcurrent fault). Récemment, la cinématique de ces mouvements a fait

§ 2. *Het raadsel van de Reserve B.*

De hiaat in de gehalten aan vluchtige bestanddelen langs weerszijden van de Reserve B gaat gepaard met een even brutale discontinuïteit in de dikte van het Westfaliaan A. Te Houthalen is het Westfaliaan A ongeveer 10 % dikker als te Winterslag, bij voorbeeld.

Ten slotte kan men de synchrone zones langs weerszijden van de Reserve B niet door continue lijnen met elkaar verbinden. Deze toestand heeft sedert lang het bestaan doen vermoeden hetzij van een flexuur, hetzij van een aanzienlijke verschuiving. Wij denken dat het wel gaat om een storing. Deze aanzienlijke storing zou een verklaring geven zowel voor de anomalie van de gehalten aan vluchtige bestanddelen als voor die van de dikten. Deze verschuiving zou de uitbreiding van het permo-triasgesteente naar het westen voorgoed afsluiten en zou zich naar het noorden toe aansluiten bij een inzinking van het substratum die op verscheidene seïsmische doorsneden, meer bepaald iets ten westen van de boring n° 124, te zien is.

Het blijkt wel dat, ten Oosten van de Reserve B, het gehalte aan vluchtige bestanddelen, in steenkolen van eenzelfde laag, verhoogt naar het Zuiden toe, terwijl de dikte van het Westfaliaan A in dezelfde zin toeneemt. Het zou voldoende zijn zich in de Reserve B het bestaan van een « décrochement » in rechtsdraaiende zin voor te stellen om zich rekenschap te geven van het wederzijds vastgestelde hiaat.

De seïsmische doorsneden in de Reserve B uitgevoerd brengen geen enkel argument ten voordele van deze hypothese, maar in die streek is de strekking van het paleozoïsche substratum niet door enigerlei herleving van de verschuivingen beïnvloed.

§ 3. *Algemene strekking van de breuken van het Kempen bekken.*

De H. A. Grosjean (1937) (31) heeft in de Kempen reeds het bestaan vastgesteld van een geaanastomoseerd net van breuken, die onder elkaar dikwijls een « bretelvorm » aannemen, maar waarvan de algemene strekking in grote lijnen gelijklopend met de strekking van de lagen zou zijn.

Dit zg. « splay-faulting » breukensysteem komt veelvuldig voor. E.M. Anderson (32) heeft er een bevredigende verklaring voor gegeven door te veronderstellen dat het breuken van het « décro-

(29) GROSJEAN A., 1937. Sur un prétendu schéma d'ensemble du réseau de failles du Limbourg. (*Ann. Soc. Géol. de Belg.*, t. LX, B. 333-348).

(30) ANDERSON, E.M., 1942. The dynamics of faulting and dyke formation with applications to Britain. Edinburgh: Oliver and Boyd Ltd.

(31) GROSJEAN, A., 1937. Sur un prétendu schéma d'ensemble du réseau de failles du Limbourg. (*Ann. Soc. Géol. de Belg.*, t. LX, B. 333-348).

(32) ANDERSON, E.M., 1942. The dynamics of faulting and dyke formation with applications to Britain. Edinburgh: Oliver and Boyd Ltd.

l'objet d'une hypothèse séduisante (31). Remarquons cependant que, si les failles principales sont orthogonales entre elles dans l'est du Limbourg hollandais, l'angle qu'elles font entre elles diminue vers l'ouest pour n'être plus qu'environ de 30° dans la concession Beeringen. On pourrait imaginer la déformation d'un réseau orthogonal originel en un réseau de losanges, due au jeu de décrochements ultérieurs. Dans ce réseau, les failles longitudinales sont bien plus continues que les failles transversales à la direction du gisement. Si réellement il s'agissait de décrochements ayant joué alternativement, il serait théoriquement possible de retrouver la succession des mouvements.

§ 4. Richesse en houilles de la zone de Genck.

Les sept sièges d'exploitation déhouillent la zone de Genck. On constate cependant un appauvrissement de la base de cette zone en allant d'est vers l'ouest. Le même phénomène se produit pour la zone de Beeringen exploitée activement dans le Limbourg hollandais mais à peine déhouillée et, dans une seule couche, à Limbourg-Meuse; cette couche disparaît vers l'ouest et le nord. Cette variation se fait sentir surtout du sud vers le nord puisque les vieux forages de la bordure méridionale du bassin ont tous traversé des couches de houille d'épaisseur intéressante. Au contraire à Turnhout, le Houiller est stérile à tel point que les passées de veine elles-mêmes sont rares. Il s'agit là d'un fait général, qui doit avoir une signification paléogéographique applicable au moins à la zone de Genck. Les exploitations dans le Westphalien B ou dans le Westphalien C ne sont pas suffisamment développées pour qu'on puisse constater des règles valables dans ces assises.

CONCLUSIONS

Nous avons essayé de présenter une description géologique objective du bassin houiller de la Campine. Un fait paradoxal frappe l'observateur.

Tous les efforts de notre Industrie Charbonnière doivent tendre vers un seul but, la diminution du prix de revient. Or si nos techniciens ont réalisé depuis une vingtaine d'années les prodiges qu'on sait pour augmenter les rendements, le moment paraît maintenant venu de tenter de donner à chaque siège le champ d'exploitation le plus rationnel possible. La découpe actuelle du

chément »-type (transcurrent fault) zijn. Over de cinemata van deze bewegingen werd onlangs een verleidelijke hypothese gemaakt (33). Er weze nochtans opgemerkt dat de voornaamste verschuivingen in het oosten van Nederlands Limburg rechthoekig t.o.v. elkaar liggen, maar dat de hoek die wij vormen naar het westen toe afneemt en in de concessie van Beeringen nog slechts 30° ongeveer bedraagt. Men zou zich de vervorming kunnen indenken van een oorspronkelijk rechthoekig net in een net van ruiten veroorzaakt door het spel van latere « décrochements ». In dat net zijn de longitudinale verschuivingen veel continuer dan de verschuivingen dwars op de laagrichting. Zo men werkelijk te doen had met « décrochements » die alternatief gewerkt hebben, zou het theoretisch mogelijk zijn de opeenvolgende bewegingen weer te vinden.

§ 4. Kolenrijkdom van de zone van Genk.

De zeven ontginningszetels ontkolen de zone van Genk. Toch wordt een verarming van de basis van deze zone naar het westen toe waargenomen. Hetzelfde verschijnsel doet zich voor met het Westfaliaan A, dat actief ontgonnen wordt in Nederlands Limburg, maar nauwelijks ontcoold is, en in één enkele laag in Limburg-Maas; die laag verdwijnt naar het westen en het noorden toe. Deze verandering wordt vooral waargenomen van het zuiden naar het noorden toe, aangezien de oude boringen aan de zuidelijke rand van het bekken allemaal koollagen van belangwekkende dikte doorboord hebben. Te Turnhout daarentegen is de kolenformatie zo steriel dat de koolsporen zelf er zeldzaam zijn. Dit is een algemeen verschijnsel dat een paleogeografische betekenis moet hebben die ten minste op de zone van Genk toepasselijk is. In het Westfaliaan B of in het Westfaliaan C is de ontginning niet voldoende ontwikkeld om regels te kunnen vaststellen die in deze zones gelden.

BESLUITEN

Wij hebben gepoogd een objectieve geologische beschrijving van het Kempens kolenbekken te geven. Een tegenstelling treft de waarnemer.

Alle inspanningen van onze Steenkool-Industrie moeten éénzelfde doel bereiken, de vermindering der exploitatie-kosten. Doch indien onze technici gedurende twintig jaar wonderen hebben verricht om het rendement te verhogen, dan is nu het ogenblik gekomen om aan elke zetel het meest rationele exploitatie veld te geven. De huidige verdeling van het bekken werd een vijftig tal jaar

(31) LENSEN, G.J., 1959. Secondary faulting and transcurrent splay-faulting at transcurrent fault intersections. (*New Zealand Journal of Geology and Geophysics*, Vol. 2, n° 4, 1959, pp. 729-734).

(33) LENSEN G.J., 1959. Secondary faulting and transcurrent splay-faulting at transcurrent fault intersections. (*New Zealand Journal of Geology and Geophysics*, Vol. 2, n° 4, 1959, pp. 729-734).

gisement date d'il y a une cinquantaine d'années, alors que nos connaissances structurales étaient des plus sommaires. Il est indéniable cependant qu'à une découpe rationnelle du gisement entre les sièges existants correspondra une exploitation plus aisée.

C'est ainsi, par exemple, que dès le jour où la moitié méridionale de la concession de Houthalen fut reconnue stérile, il était rationnel que cette société cherché à agrandir son champ d'exploitation vers le nord.

Les territoires, anciennement dénommés Réserve B et Réserve C, devraient être mis en exploitation sans tarder (32). En interrompant la bande exploitée, ces « réserves », contre lesquelles viennent de nos jours buter les exploitations de trois sièges, constituent de véritables barrières qu'il est souhaitable de voir se lever. Et cependant, on serait bien en peine, actuellement, de justifier par des éléments pertinents un partage judicieux de ces territoires. Ainsi que nous l'avons souligné plus haut, la structure de ces régions est encore trop imparfaitement connue. Deux ou trois sondages peu profonds et un ou deux nouveaux de reconnaissance dans ces réserves permettraient de reconnaître les allures et les accidents majeurs, et de justifier une découpe beaucoup plus adéquate que celles qui ont été proposées jusqu'à présent.

Dans un autre ordre d'idées, il y aurait lieu d'entreprendre l'étude chimique des houilles dites « gras B ». Ce serait un premier pas vers une éventuelle utilisation des nombreuses couches de la concession de Neeroeteren-Rotem.

Enfin, nous souhaiterions que la bordure méridionale du bassin houiller soit étudiée. La base du Westphalien A y renferme des couches de houille vraisemblablement exploitables. Une production, même modeste, de houilles maigres en Campine ne serait certes pas dépourvue d'intérêt.

REMERCIEMENTS

Une fois de plus, le géologue doit aux mineurs l'expression de sa gratitude. Nulle part ailleurs qu'en Campine, la collaboration des uns et des autres n'a trouvé champ d'application plus fécond et cela depuis la découverte du gisement.

Les documents graphiques ont atteint le degré de précision que nous leur souhaitons grâce au zèle compétent de M. A. Molitor, géomètre des Mines au Service Géologique. Celui-ci a trouvé auprès de MM. G. Père et A. Defoin, géomètres vérificateurs à l'Administration des Mines, toute l'aide désirable qu'une parfaite connaissance des exploitations rendait précieuse.

(32) Depuis que ces lignes furent écrites, le Moniteur du 31 mai 1963 a publié l'arrêté ministériel d'amodiation par l'Etat d'une partie de l'ancienne Réserve B.

geleden vastgelegd toen de kennis van het ondergrondse verloop van het sokkel praktisch onbekend was. Het is onweerlegbaar dat een redelijker verdeling van het bekken tussen de bestaande zetels met een eenvoudigere uitbating zal overeenkomen.

Zo bv., sinds het zuidelijk deel van de concessie van Houthalen als waardeloos werd erkend, is het redelijk dat deze maatschappij haar uitbatingsgebied naar het noorden tracht uit te breiden.

De gebieden eertijds Reserve B en C genoemd zouden zonder uitstel in uitbating moeten worden gegeven (34). Door de onderbreking van de uitbatingsgebieden vervullen deze « reserve », tegen welke de afbouw van 3 zetels stuit, de rol van echte huiderpalen die wenselijk zouden moeten worden opgeruimd. En nochtans, men zou het niet moeilijk hebben om door inslaande feiten een juiste verdeling van deze gebieden te verrechtvaardigen. Zoals wij het hoger hebben aangehaald is de structuur van dit gebied nog te weinig gekend. Twee of drie ondiepe boringen en een of twee verkenningsteengangen in deze reserven zouden het verloop en de hoofdstoringen kunnen opsporen, en een meer logische verdeling toelaten als tot nog toe mogelijk is.

Op een ander plan, is het gewenst dat met de scheikundige studie der steenkool als « B-vet » bestempeld zou worden aangevangen. Het zou een eerste stap zijn in het mogelijk gebruik van de talrijke lagen van Neeroeteren-Rotem. Tenslotte wensen wij dat het zuidelijk gebied van het bekken zou worden bestudeerd. De basis van het Westfaliaan A bevat waarschijnlijk uit te baten steenkool. Een zelfs geringe productie van mager kolen in de Kempen zou zeker niet te versmaden zijn.

DANKWOORD

Eens te meer voelt de geoloog zich verplicht de mijnwerker te danken. Nergens is de samenwerking zo vruchtbaar geweest als in de Kempen, en deze sinds de ontdekking van het steenkoolterrein aldaar.

De grafische dokumenten bereikten het gewenste juiste resultaat dank zij de ijver van de H. A. Molitor, Mijnmeter, verbonden aan de Aardkundige Dienst. Hij vond bij de HH. G. Père en A. Defoin, Verificateur-Mijnmeters aan het Mijnwezen, al de gewenste bijstand die door de perfecte kennis van de uitbatingen allerbelangrijkst werd.

(34) Na het verschijnen van deze tekst, publiceerde het Staatsblad van 31 mei 1963 een Ministerieel Besluit betreffende de verpachting van een deel van de oude Reserve B door de Staat.

M. E. Gustin, Directeur à l'Institut Géographique Militaire a réalisé les deux planches en couleurs avec une perfection dont l'éloge n'est plus à faire.

Enfin, M. W. Fierens, traducteur près l'Administration des Mines, a bien voulu se charger de la traduction flamande, ce dont nous le remercions.

Service Géologique de Belgique.
Juin 1962.

AVIS : Aux lecteurs qui en feront la demande, le Service Géologique se fera un plaisir de faire parvenir les planches plano à l'échelle originale ou à l'échelle de la publication.

De H. E. Gustin, Directeur aan het Militair Geografisch Instituut vervaardigde de twee gekleurde kaarten op een zodanig perfecte wijze dat alle lof overbodig wordt.

Tot slot danken wij de H. W. Fierens, vertaler bij het Mijnwezen, die de Nederlandse tekst welwillend heeft vertaald.

Aardkundige Dienst van België.
Juni 1962.

BERICHT : Aan de lezers die de wens uiten de platen op de oorspronkelijke schaal of andere exemplaren van de platen uit de publicatie te verkrijgen, zal de Aardkundige Dienst deze welwillend toesturen.

Evolution de l'électrification au fond des mines, passée et future (*)

I. OTS,

Ingénieur civil A.I.Ms - A.I.Br
Ingénieur Principal aux ACEC.

RESUME

Un bref historique de l'électrification du fond des mines, le rappel des traits particuliers du fond et leur incidence sur les réseaux, permettent de caractériser les principaux problèmes qu'une évolution « in vivo » a créés insensiblement.

Quelques-uns des plus discutés sont passés en revue en essayant de voir les solutions que l'avenir y apportera.

La tendance naturelle aux protections du type « cuirasse » ne peut pas se développer indéfiniment. L'apparition de relais électroniques statiques transistorisés, de fonctionnement sûr, permet d'exercer une surveillance active, permanente, des réseaux. Leur généralisation, jointe à une meilleure formation professionnelle, permet d'espérer un allègement des règlements et de la législation inutilement exagérés et économiquement lourds à supporter. Une démonstration du système ACEC de télécommande et de protection totale des réseaux du fond est faite à l'aide d'un panneau didactique.

On y voit comment les défauts d'isolement, de coupures, de courts-circuits des fils tant principaux qu'auxiliaires, les défauts de circuits de masse ou de pilote, sont isolés automatiquement et sélectivement. On remarque aussi la souplesse et la rapidité avec laquelle ces blocs de sécurité, très compacts, s'adaptent à tous les schémas d'installation : commande locale, à distance, en séquences, avec ou sans verrouillages, avec ou sans retards, commande automatique de pompes par électrodes plongeantes, etc...

L'auteur développe des considérations sur le matériel dit « à sécurité renforcée ».

Il signale en matière de moteurs d'abattage les problèmes posés par les hautes cadences de démarrage.

SAMENVATTING

Uit een kort historisch overzicht van de elektrificatie van de ondergrond, en een beschrijving van de bijzondere moeilijkheden die men er ontmoet bij de exploitatie van de elektrische netten, blijkt voldoende welke de voornaamste problemen zijn, die tijdens deze groeiende ontwikkeling op de voorgrond zijn getreden.

Enkele van de bijzonderste knelpunten worden nader besproken en er wordt getracht een oplossing voor te stellen.

Men kan niet tot in het oneindige voortgaan met toe te geven aan de natuurlijke neiging om alle materialen te pantseren. Dank zij de nieuwe statische elektronische relais met transistoren, die zeer betrouwbaar zijn, kunnen de netten op doelmatige en doorlopen wijze gecontroleerd worden. Misschien zal het mogelijk blijken, mits de genoemde toestellen veralgemeend worden en het personeel behoorlijk opgeleid in het gebruik ervan, een verlichting te bekomen van de wetten en reglementen, die thans te hoge eisen stellen en een economische uitbating belemmeren. Door middel van een didactisch elektrisch paneel wordt een demonstratie gegeven met het systeem ACEC voor de besturing op afstand en de volledige bescherming van de ondergrondse netten.

Men bemerkt hoe de isolatiefouten, onderbrekingen, kortsluitingen zowel in de hoofd- als in de bijkomende leidingen, de onderbrekingen van de aardleiding of de pilootkabel automatisch en selectief worden afgezonderd. Men kan er zich eveneens rekenschap van geven dat deze controle-eenheden, van zeer geringe omvang trouwens, op snelle en soepele wijze aan eender welk schakelschema kunnen aangepast worden : bediening ter plaatse, bediening van op afstand, automatische opeenvolging van bewerkingen, met of zonder vergrendeling, met of zonder vertraging, automatische bediening van pompen door middel van duikelektroden enz.

(*) Exposé présenté à la tribune de l'A.I.M. le 26 mars 1962 à la Section de Hasselt et le 4 mars 1963 à Liège. Cet article paraît également dans le n° 8/9 du Bulletin Scientifique de l'A.I.M.

Le relèvement envisagé de la basse tension du fond de 500 V à 1.000 V ne constitue pas une solution recommandable aux problèmes de chutes de tension, de distances de chassage et de courants de court-circuit.

La solution de ces problèmes doit se rechercher dans un retour aux solutions classiques de l'électricité : amenée de la haute tension au plus près des chantiers et transformation à la tension classique de 500 V.

Le matériel actuel reste utilisable et cette solution procure une économie de plus de 600.000 F pour une chasse de 1.200 m. Les sous-stations mobiles antidéflagrantes de transformation peuvent se construire avec de faibles sections transversales, par exemple un diamètre de 60 cm pour une puissance de 200 kVA.

INHALTSANGABE

Der Verfasser gibt zunächst einen kurzen Rückblick auf die Elektrifizierung im Bergbau unter Hervorhebung der Besonderheiten des Untertagebetriebs und ihrer Auswirkung auf die elektrischen Anlagen. Vor diesem Hintergrund zeigt er die wesentlichen Probleme auf, die die lebendige Entwicklung der Praxis unmerklich mit sich gebracht hat. Er schildert einige der am stärksten umstrittenen Fragen und sucht nach Möglichkeiten ihrer Lösung in der Zukunft.

Die bisherige Tendenz, einen Schutz in Form der Panzerung zu suchen, war nahliegend, doch ist eine unbegrenzte Weiterentwicklung in dieser Richtung ein Ding der Unmöglichkeit. Das Aufkommen sicherer Elektronenrelais mit Transistoren ohne bewegliche Teile gestattet eine aktive und stetige Ueberwachung der Netze. Von ihrer allgemeinen Einführung, verbunden mit einer besseren Schulung, darf man eine Erleichterung der gegenwärtigen Vorschriften erhoffen, die ohne zwingenden Grund zu weit gehen und wirtschaftlich schwere Kosten mit sich bringen. Anhand eines Schaubildes wird ein von der ACEC entwickeltes System der Fernsteuerung und des vollen Schutzes der Untertagenetze vorgeführt.

Man sieht, wie Isolations- und Schaltfehler, Kurzschlüsse in Haupt-, Neben- und Steuerstromkreisen, Gehäuseschlüsse usw. automatisch und selektiv lokalisiert werden. Ferner zeigt das Bild, wie elastisch und rasch sich diese Sicherheitsblöcke in ihrer gedrängten Bauweise in sämtliche Installationsschemata einfügen: Oertliche Steuerung, Fernsteuerung, Folgesteuerung mit oder

De auteur spreekt over het zo genaamde materiaal « met versterkte veiligheid ».

Handelend over de motoren voor de winning signaleert hij de moeilijkheden die ontstaan wanneer de motoren te dikwijls moeten aanlopen.

De problemen gesteld door de spanningsval, de grote afstanden en de kortsluitstromen worden niet op bevredigende wijze opgelost wanneer men zou overgaan van de laagspanning van 500 V op 1.000 V.

De oplossing ligt hier veeleer in een terugkeer naar de klassieke methoden: de hoogspanning moet zo dicht mogelijk bij de werkplaatsen gebracht worden en daar tot 500 V worden omgevormd.

Op die manier kan het thans gebruikte materiaal in dienst blijven hetgeen reeds een besparing toelaat van meer dan 600.000 F voor een afstand van 1.200 m. De mijngasveilige verplaatsbare onderstations voor de transformatie kunnen uitgevoerd worden met een zeer kleine dwarsafmeting: bij voorbeeld 60 cm voor een vermogen van 200 kVA.

SUMMARY

A brief historical account of underground electrification of mines, a reminder of the special characteristics underground and their effect on the networks, make it possible to outline the main problems which have gradually come into being in the course of actual evolution.

Some of the most debatable are reviewed in an attempt to see which solutions the future may bring.

The natural tendency to resort to protections of the « armour plated » type cannot be extended indefinitely. With the appearance of transistorized static electronic relays, which function reliably, it is possible to exercise active, permanent supervision over the networks. Their generalization, combined with better professional training allows us to hope for relaxation of the regulations and legislation, which are needlessly exaggerated and a heavy charge economically speaking. A demonstration of the ACEC remote control system and total protection of the underground networks is given with the aid of a didactic panel.

There, it can be seen how defects of isolation, cuts, short circuits of both main and auxiliary cables, the defects of mass or pilot circuits, are isolated automatically and selectively. The ease and rapidity with which these very compact safety-blocks can be adapted to all installation designs, can also be observed: local control, remote control, in sequence, with or without

Est-ce là une critique de notre code des Mines et des règles d'agrégation de l'INM ? Je ne me la permettrais pas. Mais ces honorables administrations, dont la Belgique peut être fière à bon droit, me pardonneront, j'espère, d'essayer de voir l'avenir au travers du passé et non pas de critiquer, mais de suggérer que certaines parties du règlement pourraient avoir perdu de leurs impérieuses nécessités. C'est en ce sens donc que j'ose faire certaines remarques parce que je crois que les éminents fonctionnaires de ces administrations orienteront inmanquablement dans cette voie leurs travaux futurs en vue de corriger et de parfaire un règlement, par ailleurs admirable de sciences et de conscience.

Les règles d'agrégation de notre INM sont parmi les plus sévères du monde. Elles conduisent donc à un matériel coûteux. Les ajoutes à la législation n'ont que trop tendance à les compliquer, donc à en augmenter encore les prix. Ce problème a atteint un degré tel d'acuité qu'il est question de créer une nouvelle classe de matériel pour les mines : le matériel à sécurité renforcée qu'on espère être moins coûteuse et sur laquelle on s'apprête à légiférer. Est-ce bien judicieux ? N'y a-t-il pas mieux à faire ?

Pour le matériel antidéflagrant classique, nous pensons que le législateur belge s'est trop souvent prémuni contre des incidents n'ayant plus, actuellement, qu'une infime probabilité de se réaliser : par exemple, l'interdiction de pénétrer directement avec les câbles dans les enveloppes de plus de 2 litres, même s'il s'agit d'un transformateur ou d'un moteur à cage. Pour que cette précaution soit utile, il faut qu'on ait simultanément :

- un important dégagement de grisou,
- une panne de ventilation qui empêche la dilution immédiate de ce grisou en dessous du taux de sécurité,
- que, pendant les quelques minutes où ce taux aurait pu être dépassé, le gaz ait atteint l'endroit où se trouve le transformateur et ait pénétré à l'intérieur de l'enveloppe antidéflagrante relativement bien fermée,
- qu'un coup de feu, c'est-à-dire une panne grave, se produise au transformateur à ce moment là,
- que l'entrée de câble ait été mal faite,
- qu'au moment de la déflagration à l'intérieur de l'enveloppe, l'air extérieur à celle-ci soit encore explosif.

Et voilà pourquoi vous avez le prix, le poids et l'encombrement de trois compartiments antidéflagrants au lieu d'un.

Autre genre de gaspillage obligatoire qui est l'héritage du passé : le surdimensionnement des fils de terre à 16 mm² minimum, souvent étendu

aux fils de masse, les prises de terre à 0,1 ohm en vue d'une précaution illusoire alors que le contrôle permanent de l'isolement des phases principales avec déclenchement immédiat en cas de défaut, actuellement possible, assure une protection parfaite, même avec des résistances de masse de 1000 ohms.

Enfin, pour compléter la palette, un autre genre : le renforcement exagéré du matériel dans l'espoir de le faire résister à ce à quoi il ne résistera jamais : par exemple, le grossissement des câbles pour les faire résister à la traction, les entrées de câble avec amarrage résistant à une traction d'une tonne, etc...

S'il est judicieux de faire aussi solide que possible, sans augmentation de prix, il est vain de légiférer à ce sujet. Un câble électrique n'est pas un câble de halage. Si l'effort accidentel provient d'un mouvement de terrain ou de l'impact d'une berline, aucune précaution ne peut empêcher la rupture; si la traction est effectuée par un homme et bien, comme disent nos amis hollandais, cet homme nous le voulons mort, il faut le tuer ! Lui faire un câble et un amarrage plus solides, c'est précisément le tenter de faire l'opération interdite, de haler le coffret par son câble.

Je crois qu'en matière de protection, la phase « cuirasse » a sorti tous ses effets utiles; je crois que la phase « intelligente » a commencé, bien qu'elle n'ait pas encore l'entière sanction des lois. Je crois que cette phase intelligente se caractérisera par :

- 1°) une formation professionnelle plus poussée de tout qui descend dans la mine, quant à tout ce qu'il va y trouver, y compris l'électricité et la mécanique. Outre la qualification d'action du spécialiste dans son domaine, elle doit lui inculquer :
 - la conscience professionnelle de ce qu'il fait,
 - le respect de tout le matériel, surtout électrique, qu'il côtoiera et qu'il doit traiter avec douceur et précaution,
 - un minimum de connaissance des dangers qu'il peut faire naître,
 - le sens des responsabilités collectives auxquelles il participe.

Le jour où plus aucun manœuvre primaire et ignorant ne descendra au fond, un grand progrès aura été fait dans la sécurité, l'économie et le rendement de la fosse.

- 2°) Nous verrons se systématiser une surveillance constante, permanente, de l'intégrité du bon état des réseaux électriques du fond par un ensemble complet de relais électroniques, intervenant immédiatement, automatiquement, pour couper la tension dès l'apparition d'un quelconque danger. Des systèmes de ce genre

existent; ils sont sûrs et efficaces. Je vous en présente un exemple, ici même, devant vous (fig. 1), dont je vais vous faire une rapide démonstration.

Je ne m'appesantirai pas plus, ayant déjà fait une conférence sur ce sujet à l'A.I.M.

Je crois personnellement que ce serait un mauvais service rendu à la nation et à l'économie du pays que d'évoluer dans cette voie. Je m'en explique. Les gisements belges sont les plus difficiles du monde. Logiquement, nous devrions être à la tête de la technique, de la mécanisation et de la sécurité minière. Or, l'incurable modestie du

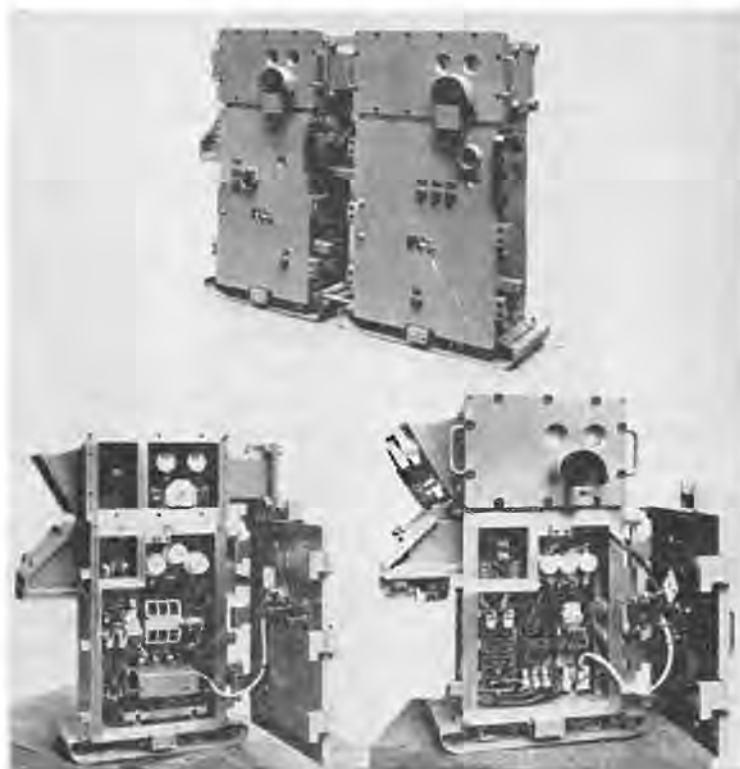


Fig. 1.

3^e) Enfin dans les cas où une surveillance et une protection permanente de ce genre sont réalisées, je crois logique de prévoir un notable adoucissement des règlements du genre « cuirasse », tout au moins dans leurs articles devenus inutiles et économiquement lourds à supporter.

II. MATERIEL DE SECURITE RENFORCEE

Ayant parlé de protection, ayant quelque peu égratigné la conception belge du matériel anti-déflagrant, je m'en voudrais de ne pas dire deux mots d'une tendance dont on parle depuis quelque temps : adoucir le handicap économique que nous crée la sévérité des règlements belges d'antidéflagrance en réglementant une classe de matériel inférieure qui existe dans certains pays étrangers et qu'on espère coûter moins cher. Je veux parler du matériel dit (comme les mots sont traîtres) de sécurité renforcée, alors qu'il n'est ni de sécurité, ni renforcé.

belge nous pousse à ne pas développer nos propres techniques, à aller chercher à l'étranger des solutions qu'on espère toutes faites, à les essayer chez nous à grands frais de devises et à devoir les adapter péniblement aux difficultés de nos gisements par des ajouts qui rendent souvent l'ensemble soit inefficace, soit monstrueux.

Qu'est-ce que ce matériel de sécurité renforcée? C'est un matériel électrique ordinaire, de bonne qualité industrielle, telle qu'une usine importante et sérieuse peut le faire et ayant une bonne protection mécanique. Il est utilisé dans les mines de certains pays étrangers parce qu'elles sont généralement peu profondes, de gisement facile, où le spectre du grisou était, jusqu'à ces derniers temps, plus un fantôme de château écossais qu'une dangereuse réalité. Mais cette situation n'est pas éternelle. Tant en France qu'en Allemagne, on va chercher le charbon de plus en plus profondément et l'on découvre les difficultés qui nous sont bien connues. De tragiques signes avant-coureurs de cet état de fait se sont déjà fait sentir.



Fig. 7.

Si une cadence d'un démarrage toutes les quinze minutes était déjà élevée pour une courroie ou un convoyeur blindé, on la vit, avec les rabots, atteindre à certains moments d'exploitation difficile, des cadences d'un toutes les deux minutes. Avec certains engins comme les scrapers-rabots, dont on attend beaucoup pour la mécanisation de l'abattage dans les bassins Sud, les cadences atteignent un démarrage toutes les sept secondes.

Si l'on veut bien se souvenir que ces moteurs chauffent grosso modo vingt cinq fois plus pendant la durée du démarrage que pendant le fonctionnement normal à pleine charge, on se rend compte de l'ampleur du problème, dont je n'évoquerai ici que deux aspects : protection et nécessité de démarrages rapides.

La protection classique par relais thermique s'avère impuissante à éviter de brûler le moteur à la suite d'un trop grand nombre d'enclenchements consécutifs; cela, du fait de sa trop faible inertie thermique au refroidissement.

Outre qu'il n'est pas soumis à la même température ambiante que le moteur, le relais thermique s'est complètement refroidi au bout de deux minutes et autorise un nouvel enclenchement, alors que le moteur n'a encore perdu que deux ou trois degrés. La solution est simple : assurer la protection par thermo-contacts incorporés aux bobinages statoriques du moteur, qui prennent en permanence leur température réelle et commandent le déclenchement lorsque cette température atteint une valeur dangereuse pour la bonne tenue ou la longévité des isolants, par exemple 120° C pour les AK3Gc ou 180° C pour les AK3Gf. Il est regrettable de constater combien ce mode de protection très efficace, est encore peu répandu sous le seul prétexte du supplément de prix qu'il entraîne à l'achat.

La question protection réglée, reste celle de réduire l'échauffement à chaque démarrage, c'est-à-dire la durée de chacun d'eux. Et pour cela, il n'y a pas d'autres moyens que de disposer du maximum de couple accélérateur en réduisant le plus possible les PD2, c'est-à-dire les inerties à

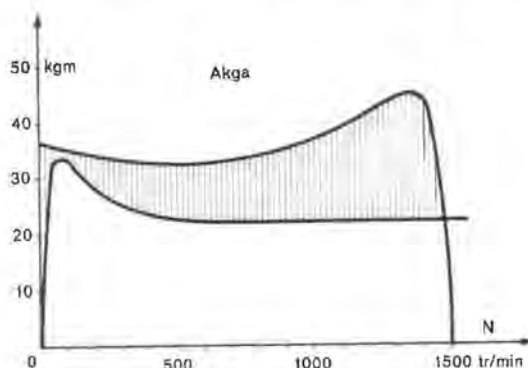


Fig. 8.

vaincre. Les figures 8, 9 et 10 illustrent clairement le gain de temps réalisé pour la mise en vitesse d'un même engin d'abattage en passant du moteur type AKGa au type AK3Gc : échauffement réduit à près de la moitié pour chaque démarrage.

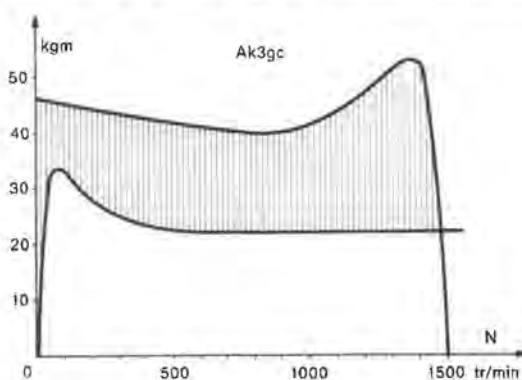


Fig. 9.

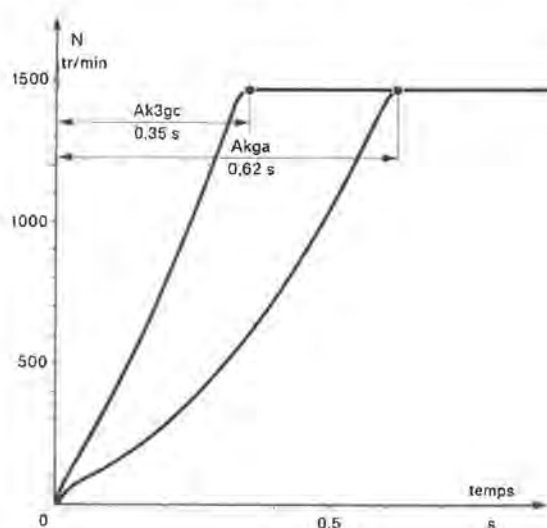


Fig. 10.

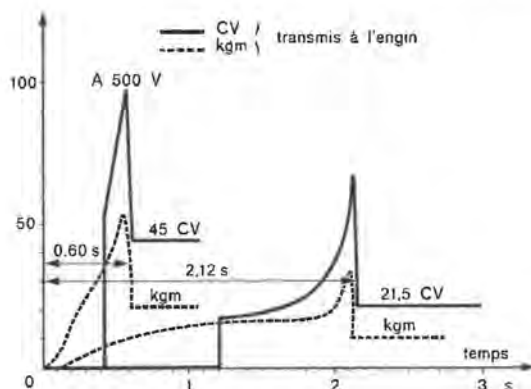


Fig. 11.

- a) avec coupleur 9 litres
b) avec câble impédant

Quant à la figure 11a, elle illustre l'influence nocive du coupleur hydraulique sur la durée de démarrage du moteur AK3Gc, qui est due au fait que le supplément de 3,5 kgm² du PD2 qu'il introduit ralentit plus que l'accroissement du couple accélérateur qu'il procure.

Enfin, la figure 11b montre l'influence catastrophique des chutes de tension qui non seulement et, en dépit de l'utilisation d'un coupleur hydraulique, multiplient par 4 la durée des démarrages, donc les échauffements, mais réduisent les couples disponibles proportionnellement au carré de la chute de tension relative.

En conclusion, dès que se posent des problèmes d'enclenchements de moteurs à cadence élevée, il n'y a plus moyen de s'accommoder de chutes de tension : il faut les éliminer. Non seulement parce que c'est littéralement se fermer le robinet à énergie et dévaluer l'efficacité d'engins coûteux, mais aussi parce que c'est le dernier signe avant-coureur d'un travail avec des courants de démarrages s'approchant trop du courant de court-circuit du réseau, c'est-à-dire d'un travail dans des conditions criminelles d'insécurité.

Or, comment se présente l'avenir ? Aujourd'hui, en 1963, nous sommes au début d'une nouvelle phase de l'électrification des mines : l'électricité arrive en taille; la mécanisation de l'abattage va se généraliser, même dans les bassins sud et elle ne pourra se généraliser qu'en s'électrifiant. Non seulement, elle va se généraliser en nombre, mais aussi elle va continuer à croître en puissance unitaire des engins. Je n'en veux qu'une preuve : ce treuil de scraper-rabot ACEC pour couches de faible ouverture (fig. 12) qui peut être équipé en tête de taille comme en pied de taille d'un moteur de 114 ch à 1500 tr/min, soit au total 228 ch, démarrés simultanément, la vitesse de déplacement du rabot en taille pouvant atteindre 2,70 m/s.

Cela représente toutes les sept secondes un courant de démarrage de 1200 A à 500 V. Dès à présent, il n'est pas absurde de prévoir des puis-

sances installées de 400 à 500 kVA par taille, et cela à des distances des puits qui atteignent facilement 5 km et plus.

Une conclusion s'impose : nos réseaux électriques du fond, déjà trop étirés, nous l'avons vu, ne pourront pas répondre à l'appel du progrès. Il va falloir modifier du tout au tout leur conception.



Fig. 12.

IV. RESEAUX BT A 500 V OU A 1 kV

C'est sous la poussée de ces éventualités que s'est faite jour, en France notamment, l'idée de faire admettre par les règlements miniers la tension de 1000 V comme étant encore une basse tension.

Doubler la tension c'est, toutes autres choses égales d'ailleurs et notamment la section des câbles utilisés, pouvoir chasser quatre fois plus loin avant de retrouver les mêmes ennuis de chute de tension et de pertes de couple. C'est évidemment tentant, bien que cela signifie à plus ou moins brève échéance la mise à mitrailles de tout le parc de matériel à 500 Volts.

Mais, dès à présent, je voudrais élever la voix pour faire la mise en garde suivante : la Belgique n'a que faire de s'engager dans cette voie, d'abord parce qu'elle est dispensieuse, ensuite parce qu'elle est insuffisante et ne fait que reculer le

200 m de câble souple de $3 \times 50 \text{ mm}^2$, ce qui vous donnera 200 à 400 m de mou au bout duquel il sera temps de rapprocher à nouveau le transformateur du chantier en interposant une longueur équivalente de câble HT.

Voyons l'économie de câbles réalisée pour le transport à 1.200 m de 260 A régime à 500 V.

Méthode actuelle (chassage à 500 V)

1.200 m de câble $3 \times 240 \text{ mm}^2$, entraînant une chute de tension de 39 V en régime et 195 V pour une pointe de 1.300 A, dépense :

$$1,2 \times 600.000 \text{ F} = 790.000 \text{ F}$$

Méthode proposée (chassage à 6 kV)

1.000 m de câble 6 kV $3 \times 10 \text{ mm}^2$ + 200 m câble 500 V souple $3 \times 50 \text{ mm}^2$ entraînant une

chute de tension de 38 V en régime et 188 V pour une pointe de 1.300 A, dépense :

$$1 \times 115.000 \text{ F} + 0,2 \times 300.000 \text{ F} = 175.000 \text{ F}$$

Bénéfice net de l'opération :

615.000 F sans compter l'économie de boîtes de jonction et de main-d'œuvre de pose des câbles, qui sont loin d'être négligeables.

Chassons encore 1 km plus loin :

Chassage à 500 V : supplément de 660.000 F = ΔV régime : 72 V; ne parlons plus des pointes.

Chassage à 6 kV :

Supplément de 115.000 F; ΔV régime : 44 V.

CONCLUSION

Dans la première méthode on est à bout de souffle, dans la seconde, on peut encore allègrement chasser des kilomètres plus loin.

L'Industrie Charbonnière belge pendant l'année 1962

Statistique sommaire et résultats provisoires

par A. VANDENHEUVEL

Directeur général des Mines.

De Belgische Steenkolennijverheid tijdens het jaar 1962

Beknopte statistiek en voorlopige uitslagen

door A. VANDENHEUVEL

Directeur-Generaal der Mijnen.

Le présent travail donne, en attendant la publication d'éléments plus détaillés et plus précis dans la « Statistique économique des industries extractives et métallurgiques », un aperçu de l'activité et des résultats de l'industrie charbonnière belge au cours de l'année 1962.

L'attention du lecteur est attirée sur le fait que les données qui suivent ont un caractère provisoire.

La statistique sommaire et la statistique économique ont subi de profonds changements en 1954. Ces modifications, apportées suivant les recommandations de la C.E.C.A., ont été signalées lors de la publication de la statistique provisoire de 1954 et de 1955.

Le lecteur désireux d'en apprécier l'importance et l'influence sur la continuité des séries statistiques pourra se reporter aux livraisons des « *Annales des Mines* » de mai 1955 et de mai 1956.

Production de houille.

(Voir tableaux n° 1 et 2)

La définition belge de la production nette a été adoptée par la Haute Autorité ; elle se distingue par le fait que les produits cendreux (mixtes, schlamms, pous-siers bruts) sont compris dans le total tonne pour tonne et sont comptabilisés au moment de leur production.

La production nette de houille a été en 1962 de 21.203.690 tonnes, contre 21.535.930 en 1961 et 22.469.310 tonnes en 1960 (chiffres définitifs pour 1961 et 1960).

La chute de production de 1961 à 1962 est de 1,5 %. Les charbonnages ont abandonné totalement en 1962 comme en 1961, 1960 et 1959, la récupération de produits marchands par relavage d'anciens terrils.

In afwachting dat uitvoeriger en nauwkeuriger gegevens in de « Economische statistiek van de extractieve nijverheden en van de metaalnijverheid » zullen gepubliceerd worden, geeft deze studie een kijk op de bedrijvigheid en de uitslagen van de Belgische steenkolennijverheid in de loop van het jaar 1962.

De aandacht van de lezer wordt erop gevestigd dat de hiernavolgende gegevens van voorlopige aard zijn.

De beknopte statistiek en de economische statistiek hebben in 1954 grondige wijzigingen ondergaan. Die wijzigingen, op aanbeveling van de E.G.K.S. aangebracht, zijn aangeduid in de voorlopige statistiek van 1954 en van 1955.

De lezer die meer wenst te vernemen over die wijzigingen en over de weerslag ervan op de continuïteit van de statistische reeksen, wordt verzocht de « *Annalen der Mijnen* » van mei 1955 en mei 1956 te raadplegen.

Productie van steenkolen.

(Zie tabellen 1 en 2).

De Belgische bepaling van de nettoproductie is door de Hoge Autoriteit aangenomen ; zij onderscheidt zich door het feit dat de voortbrengselen met hoog asgehalte (mixtekolen, schlamm, ongewassen stotkolen) voor het volle gewicht in het totaal begrepen zijn en op het ogenblik van de voortbrenging aangerekend worden.

In 1962 bedroeg de nettoproductie van steenkolen 21.203.690 ton tegenover 21.535.930 ton in 1961 en 22.469.310 ton in 1960 (definitieve cijfers voor 1961 en 1960).

In vergelijking met 1961 is de produktie in 1962 met 1,5 % gedaald. De steenkolenmijnen hebben

Cependant certains charbonnages ont valorisé des schistes charbonneux provenant de leur lavoir.

D'autre part, quelques exploitants de terrils ont continué à produire des tonnages de bas-produits dans le cadre des autorisations qui leur ont été accordées.

Le tableau n° 1 permet de se rendre compte de l'allure de la production mensuelle.

in 1962, zoals in 1961, 1960 en in 1959, de winning van verkoopbare produkten uit oude steenstorten volledig stopgezet.

Toch hebben sommige mijnen de koolachtige schieffers van hun wasserij gevaloriseerd.

Ook hebben enkele exploitanten van steenstorten nog minderwaardige produkten voortgebracht binnen het bestek van de vergunningen die zij bekomen hebben.

Tabel 1 geeft een overzicht van de maandelijkse produktie.

TABLEAU N° 1 — TABEL 1
PRODUCTION MENSUELLE DE HOUILLE PAR BASSIN
MAANDELIJKE STEENKOLENPRODUKTIE IN DE VERSCHILLENDE BEKKENS

1.000 t

MOIS — MAAND	Borinage- Centre Borinage- Centrum	Charleroi- Namur Charleroi- Namen	Liège Luik	Campine Kempen	Royaume Het Rijk
1962					
I	303,7	483,7	282,2	854,6	1 924,6
II	250,7	390,5	213,2	753,8	1 608,2
III	272,3	462,1	278,6	824,0	1 837,0
IV	269,4	434,1	252,3	787,1	1 742,9
V	288,7	460,4	266,1	828,8	1 844,0
VI	279,5	460,7	268,9	807,7	1 816,8
VII	183,6	263,7	140,7	781,6	1 369,6
VIII	258,4	450,0	278,4	825,5	1 812,3
IX	245,6	417,9	259,0	740,8	1 663,3
X	276,9	490,9	287,5	874,0	1 929,3
XI	260,9	485,6	286,4	889,1	1 922,0
XII	228,6	420,8	267,0	839,7	1 756,1
Totaux des relevés mensuels 1962 Tot. van de maand. cijfers in 1962	3 118,3	5 220,4	3 080,3	9 806,7	21 225,7
Production en 1962 (chiffres provisoires rectifiés)	3 118,3	5 198,4	3 080,3	9 806,7	21 203,7
Productie in 1962 (voorlopige cijfers)					
Soit : — Dit is :					
de la production du Royaume van de produktie van het Rijk.	14,7 %	24,5 %	14,5 %	46,3 %	100 %

L'apport du bassin de la Campine à l'extraction totale du Royaume a évolué comme suit au cours des dix dernières années :

1953 : 31,5 %	1958 : 36,9 %
1954 : 31,7 %	1959 : 38,5 %
1955 : 33,8 %	1960 : 41,8 %
1956 : 35,4 %	1961 : 44,6 %
1957 : 35,6 %	1962 : 46,3 %

L'importance relative du bassin de la Campine, dans la production nationale, continue de croître.

Le recul de l'extraction en 1962 par rapport à 1961 affecte le bassin du Borinage-Centre. Par contre les

Het aandeel van het Kempens bekken in de totale produktie is tijdens de jongste 10 jaren als volgt gestegen :

1953 : 31,5 %	1958 : 36,9 %
1954 : 31,7 %	1959 : 38,5 %
1955 : 33,8 %	1960 : 41,8 %
1956 : 35,4 %	1961 : 44,6 %
1957 : 35,6 %	1962 : 46,3 %

De betrekkelijke belangrijkheid van het Kempens bekken t.a.v. de nationale produktie blijft toenemen.

In vergelijking met 1961 is de winning in 1962 het meest gedaald in het bekken Borinage-Centrum. In de

autres bassins ont augmenté leur production. (Voir le tableau comparatif ci-après).

overige bekkens daarentegen is de produktie merklijk gestegen. (Zie onderstaande vergelijkende tabel).

BASSINS — BEKKENS	Production de Produktie in 1961 (1 000 t) (1)	Production de Produktie in 1962 (1 000 t) (2)	Différence Verschil (1 000 t)	%
Borinage-Centre — Borinage-Centrum	3 708	3 118	— 590	— 15,9
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	5 148	5 199	+ 51	+ 1,0
Liège — Luik	3 069	3 080	+ 11	+ 0,4
Sud — Zuiderbekkens	11 925	11 397	— 528	— 4,4
Campine — Kempen	9 611	9 807	+ 196	+ 2,0
Royaume — Het Rijk	21 536	21 204	— 332	— 1,5

(1) Chiffres définitifs — Definitieve cijfers.

(2) Chiffres provisoires — Voorlopige cijfers.

Nombre de jours ouvrés et production moyenne par jour ouvré

Dans un siège déterminé un jour est dit « ouvré » lorsque l'effectif normal du fond a été appelé au travail et qu'il y a eu extraction.

Pour l'ensemble des sièges d'un bassin, le nombre de jours ouvrés est obtenu par la somme des nombres de jours ouvrés des différents sièges pondérés par le nombre d'ouvriers inscrits au fond à ces différents sièges.

Le nombre moyen de jours ouvrés de l'année 1962 arrondi à l'unité, a varié, suivant les bassins, entre 254 à Liège et 262 dans le Borinage-Centre. Pour l'ensemble des charbonnages, il a été de 259.

Le détail mensuel en est donné au tableau n° 2 ci-après :

Aantal gewerkte dagen en gemiddelde produktie per gewerkte dag

In een bepaalde zetel noemt men een « gewerkte dag » iedere dag waarop het normaal aantal voor de ondergrond ingeschreven arbeiders verzocht is te werken en waarop kolen opgehaald worden.

Voor al de zetels van een bekken samen is het aantal gewerkte dagen de som van het aantal gewerkte dagen van iedere zetel, gewogen volgens het aantal ingeschreven ondergrondse arbeiders van die zetel.

Het gemiddeld aantal in 1962 gewerkte dagen, tot de eenheid afgerond, schommelde van 254 in Luik tot 262 in Borinage-Centrum. Voor alle kolenmijnen samen bedroeg het 259.

In onderstaande tabel 2 zijn de cijfers per maand aangeduid.

TABLEAU N° 2 — TABEL 2
NOMBRE DE JOURS OUVRES ET PRODUCTION MOYENNE PAR JOUR OUVRE
AANTAL GEWERKTE DAGEN EN GEMIDDELDE PRODUKTIE PER GEWERKTE DAG

MOIS (*) MAAND	Borinage-Centre		Charleroi-Namur		Liège		Campine		Royaume	
	Prod. jour. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. jour. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. jour. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. jour. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen	Prod. jour. Dagproduktie	Jours ouvrés Gew. dagen
	Borinage-Centrum		Charleroi-Namen		Luik		Kempen		Het Rijk	
1962 I	12 399	24,49	20 206	23,93	11 898	23,74	37 158	23,00	81 661	23,63
II	11 987	20,91	18 795	20,75	10 928	19,53	37 690	20,00	79 400	20,26
III	12 224	22,24	19 938	23,20	12 105	23,01	37 456	22,00	81 723	22,53
IV	13 027	20,67	20 764	20,89	12 009	21,03	37 772	20,84	83 572	20,86
V	12 786	22,58	20 730	22,23	12 213	21,75	37 398	22,16	83 127	22,17
VI	12 542	22,29	20 983	21,96	12 142	22,14	36 710	22,00	82 377	22,06
VII	11 364	16,18	20 720	12,82	11 736	12,05	35 737	21,85	79 557	16,82
VIII	11 197	23,09	19 174	23,43	11 845	23,41	35 688	23,15	77 904	23,26
IX	11 449	21,44	20 493	20,39	12 409	20,77	37 042	20,00	81 393	20,46
X	11 245	24,64	20 525	23,94	12 225	23,58	38 001	23,00	81 996	23,60
XI	11 269	23,20	21 081	23,01	12 642	22,64	39 723	22,40	84 715	22,72
XII	11 250	20,30	21 000	20,05	12 852	20,81	41 015	20,45	86 117	20,39
1962	11 902	262,03	20 349	256,60	12 161	254,46	37 592	260,85	82 004	258,76
Chiffres rectif. Verbet. cijfers	11 902	262,03	20 263	256,60	12 161	254,46	37 592	260,85	81 918	258,76

(*) A partir de janvier 1962, la production moyenne par jour ouvré d'un bassin (ou d'un ensemble de bassins) est la somme des productions moyennes par jour ouvré réalisées par chacun des sièges d'extraction qui constituent ce bassin (ou cet ensemble de bassins).

(*) Vanaf januari 1962 is de gemiddelde produktie per gewerkte dag van een bekken (of van verscheidene bekkens samen) de som van de gemiddelde produkties per gewerkte dag in de verschillende bedrijfszetels van dat bekken (of van die bekkens samen) bekomen.

paraîtra dans les statistiques techniques pour 1962, permettra de déterminer la part des différentes causes dans ce total de jours de présence.

La limite légale de la durée du travail souterrain n'est plus fixée à huit heures par jour, descente et remonte comprises, la notion de « poste effectué » a donc une valeur différente selon les bassins.

Pour les statistiques, les postes de 8 h 15 seront ramenés à un nombre légèrement plus grand de postes de 8 h, de telle façon que un poste égale 8 h pour les opérations que nécessitent l'élaboration des statistiques.

Personnel.

Rappel des définitions :

Les « ouvriers à veine » sont ceux qui sont pourvus d'un moyen portatif individuel d'abattage.

Les « ouvriers de l'abattage » comprennent, outre les ouvriers à veine, leurs aides, les haveurs et leurs aides, les préposés à la conduite des machines d'abattage, les foreurs en veine et leurs aides, les préposés aux tirs d'ébranlement, les rapresteurs et les hayeurs.

Les « ouvriers de la taille » comprennent les ouvriers de l'abattage, de la suite à l'abattage et du contrôle du toit, jusqu'au transport exclus.

* * *

Ci-dessous figure pour chaque bassin et pour le Royaume, le nombre de postes effectués au cours de l'année par les ouvriers à veine, les ouvriers de la taille, les ouvriers du fond et les ouvriers de la surface.

1.000 postes

BASSINS BEKKENS	Ouvr. de la taille	Ouvr. du fond	Ouvr. de la surf.	Fond et surf. réunis
	Pijlararbeiders	Ondergr. arbeid.	Bovengr. arbeid.	Onder- en bovengr. samen
Borinage-Centre — Borinage-Centrum . . .	793	2.005	781	2 786
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen . . .	1 274	3 265	1 502	4 767
Liège — Luik	885	2 360	950	3 310
Campine — Kempen	1 813	5 298	1 942	7 240
Royaume — Het Rijk	4 765	12 928	5 175	18 103

La statistique technique définitive relative à l'année 1962 qui sera publiée prochainement, donnera des indications plus complètes relatives à l'occupation de la main-d'œuvre.

Production par poste effectué ou rendement

(Voir tableaux n^{os} 4 et 5)

Le rendement est la production réalisée par un ouvrier pendant un poste de travail d'une durée de 8 heures, descente et remonte comprises pour les ouvriers du fond.

Le tableau n^o 4 donne l'évolution du rendement, exprimé en kilogrammes produits par poste, au cours des divers mois de l'année 1962. Le minimum et le maximum y sont chaque fois indiqués.

1962 zal verschijnen, zullen wij het aandeel van de verschillende oorzaken die het totaal aantal aanwezigheden beïnvloed hebben met meer zekerheid kunnen bepalen.

De wettelijke grens van de arbeidsduur in de ondergrond is niet meer vastgesteld op acht uren per dag, de tijd voor het afdalen en het opstijgen inbegrepen. Het begrip « verrichte dienst » heeft dus een verschillende waarde van het ene bekken tot het andere.

Voor de statistieken zullen de diensten van 8 uren 15' omgezet worden in een iets groter aantal diensten van 8 uren, zodat een dienst voor de verrichtingen van de statistiek gelijk is aan 8 uren.

Personeel

Bepalingen :

« Kolenhouders » zijn arbeiders die over een draagbaar, individueel afbouwmiddel beschikken.

De « hakarbeiders » omvatten buiten de kolenhouders, hun helpers, de ondersnijders en hun helpers, de personen belast met de bediening van de afbouwmaschinen, de boorders in de kool en hun helpers, de arbeiders belast met het schokschieten en de afdekkers.

De « pijlararbeiders » omvatten de hakarbeiders, de arbeiders belast met de verrichtingen volgend op het hakwerk en met de dakcontrole, tot aan het vervoer, dit laatste niet inbegrepen.

* * *

In onderstaande tabel is voor ieder bekken en voor heel het Rijk het aantal diensten aangegeven die de kolenhouders, de pijlararbeiders, de ondergrondse en de bovengrondse arbeiders in 1960 verricht hebben.

1.000 diensten

De definitieve technische statistiek over het jaar 1962 die eerlang zal verschijnen, zal meer volledige inlichtingen over de tewerkstelling van de arbeidskrachten bevatten.

Productie per verrichte dienst of rendement

(Zie tabellen 4 en 5)

Het rendement is de produktie van een arbeider gedurende een arbeidsdienst van 8 uren, voor de ondergrondse arbeiders de tijd voor het afdalen en het stijgen inbegrepen.

Tabel 4 geeft, voor de verschillende maanden van 1962, de ontwikkeling weer van het rendement, uitgedrukt in kilogram voortgebracht per dienst. De hoogste en de laagste rendementen zijn er telkens in aangeduid.

TABLEAU N° 4 — TABEL 4
RENDEMENTS MOYENS PENDANT LES MOIS DE 1962.
GEMIDDELD RENDEMENT TIJDENS DE MAANDEN VAN 1962.

kg/poste		kg/dienst	
MOIS MAAND	Ouvriers de la taille (y compris ouv. à veine) Pijlerarbeiders (kolen- houwers inbegrepen)	Ouvriers du fond (y compris ouv. taille) Ondergrondse arbeiders (pijlerarb. inbegrepen)	Ouvriers du fond et de la surface Ondergrondse en boven- grondse arbeiders samen
1962			
I	4 191 Min.	1 577 Min.	1 122
II	4 275	1 579	1 111 Min.
III	4 277	1 585	1 123
IV	4 286	1 615	1 146
V	4 260	1 606	1 141
VI	4 383	1 632	1 156
VII	4 661	1 615	1 124
VIII	4 482	1 636	1 153
IX	4 551	1 662	1 157
X	4 504	1 643	1 169
XI	4 547	1 651	1 185
XII	4 685 Max.	1 692 Max.	1 206 Max.

Le tableau n° 5 met en regard pour l'année et par bassin, le rendement des ouvriers de la taille, des ouvriers du fond et des ouvriers du fond et de la surface des années 1961 et 1962.

Ce tableau montre que le rendement des ouvriers *du fond* du Royaume s'est amélioré en 1962 par rapport à 1961 (+ 83 kg, soit + 5,4 %).

Il résulte du tableau n° 4 que cette progression s'est manifestée d'une manière presque continue, et le tableau n° 5 montre que cette progression est imputable tant aux bassins du Sud (+ 80 kg, soit + 5,6 %) qu'au bassin de la Campine (+ 75 kg, soit + 4,3 %).

Il faut observer que la notion de rendement « à veine » n'a plus guère de sens concret en Campine puisqu'on le calcule en rapportant la production nette totale au nombre des postes prestés par les ouvriers porteurs d'un moyen individuel d'abattage, alors que plus de la moitié du tonnage extrait en Campine est abattu par des moyens mécaniques autres que le marteau-piqueur.

Aussi ne publions-nous plus de chiffres de rendement ou d'indices relatifs aux ouvriers à veine, mais bien ceux relatifs aux tailles, en y comprenant les suites à l'abattage, le soutènement, le contrôle du toit, etc.

Rappelons ici, que les rendements dont il est question, sont calculés en comprenant le personnel salarié de la surveillance.

In tabel 5 wordt voor ieder bekken en voor heel het Rijk een vergelijking gemaakt tussen het rendement van de pijlararbeiders, de ondergrondse arbeiders en de ondergrondse en bovengrondse arbeiders samen in 1961 en in 1962.

Hieruit blijkt dat het rendement van de *ondergrondse* arbeiders voor heel het Rijk in 1962 gestegen is in vergelijking met 1961 (+ 83 kg of 5,4 %).

Tabel 4 toont aan dat de stijging zich haast bestendig heeft voorgedaan, een lichte inzinking tijdens het derde kwartaal, de vakantieperiode, niet te na gesproken; uit tabel 5 blijkt dat zij zowel te danken is aan de zuiderbekkens, (+ 80 kg, of 5,6 %) als aan het Kempens bekken (+ 75 kg, of 4,3 %).

Er dient opgemerkt dat het begrip « rendement houwens » in de Kempen haast geen konkrete betekenis meer heeft, vermits dit rendement berekend wordt door de totale nettoproductie te delen door het aantal diensten verricht door arbeiders die een individueel afbouw-middel bezitten. Welnu, meer dan de helft van de gewonnen tonnemaat wordt in de Kempen afgebouwd met andere mechanische middelen dan de afbouwhamer.

Daarom publiceren wij geen rendementen of indices van de houwens meer, maar wel die van de pijlararbeiders, waarin ook de arbeiders van wat op de afbouw volgt, van de ondersteuning, de dakcontrole, enz., begrepen zijn.

Er weze aan herinnerd dat de aangeduide rendementen berekend zijn met inbegrip van het loontrekkend toezichtspersoneel.

TABLEAU N° 5 — TABEL 5

RENDEMENTS MOYENS DANS LES DIFFÉRENTS BASSINS
GEMIDDELD RENDEMENT IN DE VERSCHILLENDE BEKKENS

BASSINS BEKKENS	Ouvriers de la taille (Ouvriers à veine compris) Pijlerarbeiders (Houwers inbegrepen) (kg)		Ouvriers du fond (Ouvriers de la taille compris) Ondergrondse arbeiders (Pijlerarbeiders inbegrepen) (kg)		Ouvriers toutes catégories Alle categorieën arbeiders (kg)	
	1961 (1)	1962 (2)	1961 (1)	1962 (2)	1961 (1)	1962 (2)
Borinage-Centre — Borinage-Centrum	3 396	3 933	1 389	1 555	992	1 114
Charleroi-Namur — Charleroi-Namen	3 869	4 096	1 543	1 599	1 050	1 088
Liège — Luik	3 289	3 481	1 276	1 305	900	925
Sud — Zuiderbekkens	3 554	3 868	1 417	1 497	989	1 045
Campine — Kempen	4 970	5 291	1 727	1 802	1 252	1 318
Royaume — Het Rijk	4 072	4 417	1 541	1 624	1 091	1 156

(1) Chiffres définitifs — Definitieve cijfers.

(2) Chiffres provisoires — Voorlopige cijfers.

Indices de productivité

(Voir diagramme)

Le diagramme ci-après tend à dégager l'évolution de la productivité du travail en 1962 d'une manière plus explicite que les diagrammes de rendement publiés avant 1956. A cet effet, ce sont les indices (inverses des rendements), qui ont servi de base à son établissement et l'on y a porté les *différences* entre les indices mensuels de 1962 et l'indice moyen de 1961 pris comme base de référence. Pour mieux dégager l'influence des divers facteurs de la production ces différences sont données séparément pour les ouvriers de la taille, pour les autres ouvriers du fond (*sans* les ouvriers des tailles), pour le personnel de la surface seule et pour l'ensemble des ouvriers.

On a porté dans le sens des ordonnées *positives* les *gains* en postes effectués par 100 tonnes nettes extraites, c'est-à-dire les *diminutions* d'indice par rapport à l'indice moyen de 1961 et dans le sens des ordonnées *negatives* les *pertes* en postes effectués par 100 tonnes, c'est-à-dire les augmentations d'indice par rapport à 1961.

Ainsi ces gains et pertes se cumulent par simple addition.

Les indices absolus de 1961 et ceux de chaque mois de 1962 sont reproduits au tableau n° 5 *bis* ci-après, ainsi que les différences entre les seconds et les premiers qui ont été portées au diagramme.

Productiviteitsindices

(Zie diagram)

In onderstaand diagram is het verloop van de arbeidsproductiviteit in 1962 duidelijker in het licht gesteld dan dat in de vóór 1956 gepubliceerde rendementsdiagrammen het geval was. Te dien einde hebben wij de indices (het omgekeerde van het rendement) als uitgangspunt genomen en alleen het *verschil* tussen de maandelijkse indices van 1962 en de gemiddelde indice van 1961 (de vergelijkingsbasis) in grafiek gebracht. Om de invloed van de verschillende factoren van de voortbrenging beter in het licht te stellen hebben wij de verschillen afzonderlijk aangeduid voor de pijlerarbeiders, de andere ondergrondse arbeiders (*zonder* de pijlersarbeiders), voor de bovengrondse arbeiders en voor alle arbeiders samen.

In de zin van de *positieve ordinaten* is het aantal diensten aangeduid die op 100 ton netto-gewonnen kolen *uitgespaard* werden, d.w.z. de *daling* van de indice t.o.v. de gemiddelde indice van 1961 en in de zin van de *negatieve ordinaten* het aantal diensten die per 100 ton netto-gewonnen kolen *meer verricht* werden, d.w.z. de *stijging* van de indice t.o.v. 1961.

Die dalingen en stijgingen kunnen dus gewoon samengeteld worden.

De absolute indices van 1961 en die van de verschillende maanden van 1962 zijn in onderstaande tabel 5 *bis* aangeduid, samen met het verschil tussen de laatste en de eerste, dat in diagram gebracht is.

TABLEAU N° 5 bis — TABEL 5 bis

EVOLUTION DES INDICES DE PRODUCTIVITE DE 1962 PAR RAPPORT A 1961
ONTWIKKELING VAN DE PRODUCTIVITEITSINDICES VAN 1962 IN VERGELIJKING MET 1961

MOIS MAANDEN	INDICES											
	G : Gains — Uitgespaarde diensten						P : Pertes — Meer verrichte diensten					
	Ouvriers de la taille	G	P	Autres o. du fond	G	P	Surface	G	P	Global	G	P
	Pijlerarb.			Andere onder- grondse arb.			Boven- grond			Samen		
1961												
Moyenne mens. (1)	24,54	—	—	40,35	—	—	26,74	—	—	91,63	—	—
Maand. gemidd. (1)												
1962 I	23,60	0,94	»	39,07	1,28	»	24,80	1,94	»	87,47	4,16	»
II	23,12	1,42	»	39,45	0,90	»	25,68	1,06	»	88,25	3,38	»
III	23,38	1,16	»	38,97	1,38	»	24,92	1,82	»	87,27	4,36	»
IV	23,08	1,46	»	38,11	2,24	»	24,28	2,46	»	85,47	6,16	»
V	23,20	1,34	»	38,36	1,99	»	24,42	2,32	»	85,98	5,65	»
VI	22,56	1,98	»	37,98	2,37	»	24,29	2,45	»	84,83	6,80	»
VII	21,15	3,39	»	39,86	0,49	»	26,02	0,72	»	87,03	4,60	»
VIII	22,07	2,47	»	38,35	2,00	»	24,60	2,15	»	85,02	6,61	»
IX	21,97	2,57	»	38,19	2,16	»	24,60	2,14	»	84,76	6,87	»
X	21,97	2,57	»	38,20	2,15	»	23,75	2,99	»	83,92	7,71	»
XI	21,75	2,79	»	38,14	2,21	»	22,94	3,80	»	82,83	8,80	»
XII	21,20	3,34	»	37,18	3,17	»	22,92	3,82	»	81,30	10,33	»
1962												
Moyenne mens. (2)	22,47	2,07	»	38,50	1,85	»	24,41	2,33	»	85,38	6,25	»
Maand. gemidd. (2)												

(1) Chiffres définitifs.

(2) Chiffres provisoires.

(1) Definitieve cijfers.

(2) Voorlopige cijfers.

Les indices de l'année 1962 sont pour :

- a) les ouvriers de la taille . . . 22,47 gain 2,07
 b) les autres ouvriers du fond . 38,50 gain 1,85
 c) les ouvriers de la surface . . 24,41 gain 2,33
 et pour l'ensemble . . . 85,38 gain 6,25
 postes par 100 tonnes.

Il faut remarquer que les gains finaux sont moins marqués que ceux de 1961.

Salaires.

(Voir tableaux n° 6 et 7)

Les salaires dont il est question représentent la rémunération de toute personne — ouvrier, surveillant, chef-ouvrier, contremaître ou autre — liée par un contrat de travail, en vertu de la loi du 10 mars 1900 sur le contrat de travail.

Il s'agit de salaires bruts, comprenant les sommes retenues pour l'alimentation des fonds de retraite et de

De gemiddelde indices van 1962 zijn :

- a) 22,47 voor de pijlerarbeiders, winst 2,07
 b) 38,50 voor de andere ondergrondse arbeiders, winst 1,85
 c) 24,41 voor de bovengrondse arbeiders, winst 2,33
 en samen 85,38 diensten per 100 ton, winst 6,25.

De eindwinsten zijn niet zo groot als in 1961.

Lonen

(Zie tabellen 6 en 7)

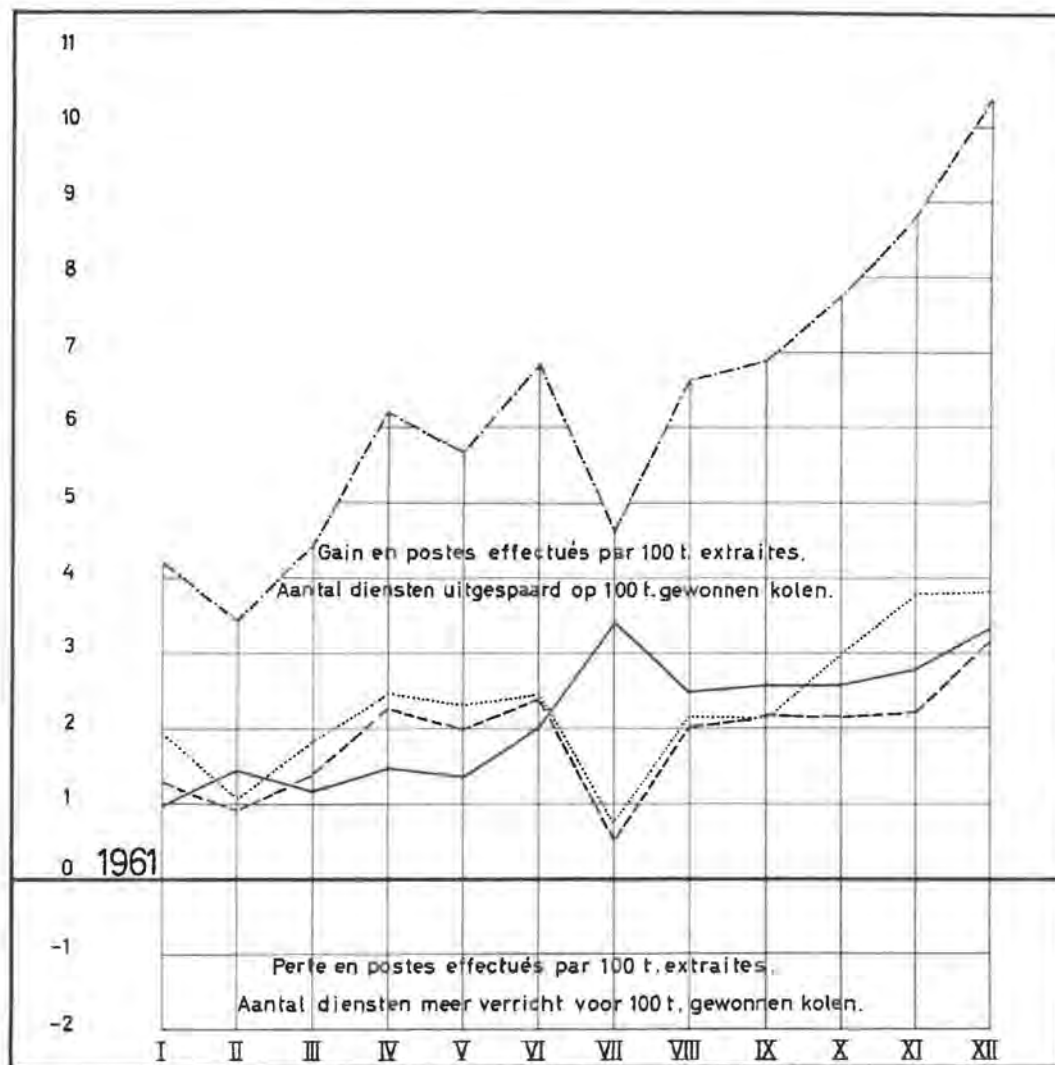
De hierna vermelde lonen vertegenwoordigen de bezoldiging van de personen — werklieden, opzichters, hoofdopzichters, meestergasten, enz. — die volgens de wet van 10 maart 1900 door een arbeidsovereenkomst gebonden zijn.

Het zijn brutolonen, d.w.z. dat de bedragen ingehouden voor het pensioenfonds en de sociale zekerheid en

EVOLUTION DES INDICES DE PRODUCTIVITE PAR RAPPORT A 1961

ONTWIKKELING VAN DE PRODUCTIVITEITSINDICES IN 1962 IN VERGELIJKING MET 1961

Ouvriers de la taille	— — — — —	Pijlararbeiders
Autres ouvriers du fond	— — — — —	Andere ondergrondse arbeiders
Ouvriers de la surface		Bovengrondse arbeiders
Ensemble des ouvriers	— — — — —	Alle arbeiders



sécurité sociale ainsi que les impôts retenus à la source.

La convention collective du 24 mai 1957, toujours en vigueur en 1962, lie les salaires à l'index des prix de détail du Royaume de telle manière que les salaires varient de 2,5 % chaque fois que la moyenne arithmétique des index de deux mois consécutifs franchit un « point de déclenchement » défini à partir de l'index de référence 93,51.

de aan de bron ingehouden belastingen erin begrepen zijn.

Door de kollektieve overeenkomst van 24 mei 1957, die in 1962 nog van kracht was, zijn de lonen zodanig gekoppeld aan het indexcijfer van de kleinhandelsprijzen van het Rijk, dat zij met 2,5 % verhoogd of verlaagd worden telkens wanneer het rekenkundig gemiddelde van de indexcijfers van twee opeenvolgende

L'avant dernière augmentation de salaires résultant de l'application de cette convention datait du 1^{er} septembre 1959 (+ 2,5 %). Le 1^{er} juin 1962, les salaires ont été augmentés de 2,5 %, l'index ayant dépassé le point de déclenchement.

maanden, een bepaald punt, vastgesteld vanaf het indexcijfer 95,51, overschrijdt. De voorlaatste loonsverhoging ingevolge die overeenkomst toegestaan dagtekenende van 1 september 1959 (+ 2,5 %). Op 1 juni 1962 zijn de lonen met 2,5 % gestegen omdat het indexcijfer het stijgingspunt overschreden had.

TABLEAU N° 6 — TABEL 6
SALAIRES JOURNALIERS MOYENS BRUTS (Chiffres provisoires)
GEMIDDELDE BRUTOLONEN PER DAG (Voorlopige cijfers)

BASSINS BEKKENS	Ouvriers à veine Kolenhouwers			Ouvriers du fond (ouvr. à veine compris) Ondergrondse arbeiders (houwers inbegrepen)			Ouvriers de la surface Bovengrondse arbeiders			Ouvriers de toutes catégories, fond et surface Alle categorieën arbeid. (onder- en bovengrond)		
	1961 (²)	1961 (¹)	1962 (²)	1961 (²)	1961 (¹)	1962 (²)	1961 (²)	1961 (¹)	1962 (²)	1961 (²)	1961 (¹)	1962 (²)
Borinage-Centre												
Borinage-Centrum .	401,24	427,71	436,18	335,81	355,25	360,24	228,75	243,15	244,54	306,02	324,55	328,16
Charleroi-Namur												
Charleroi-Namen . .	407,20	431,26	433,07	359,05	381,03	380,12	232,75	244,09	248,33	320,36	339,40	339,69
Liège — Luik . . .	436,53	466,03	470,48	358,87	383,04	382,16	229,36	245,44	247,76	321,83	343,30	343,89
Sud — Zuiderbekkens . .	413,19	439,54	445,03	351,61	373,27	375,52	230,62	244,19	247,24	316,30	335,81	338,01
Campine — Kempen . .	411,09	439,70	437,53	337,01	362,51	361,18	235,44	253,34	253,17	309,30	333,15	331,87
Royaume — Het Rijk .	412,49	439,60	442,50	345,77	369,00	369,51	232,44	247,59	249,57	313,54	334,78	335,48

(1) Chiffres définitifs comprenant la prime de fin d'année et les salaires compensatoires. — Definitieve cijfers, de eindejaarspremie en de loontoeslagen verleend voor de verkorting van de werktijd inbegrepen.

(2) Chiffres provisoires. — Voorlopige cijfers.

Le tableau n° 6 donne les salaires journaliers moyens de l'année 1962 (chiffres provisoires).

Pour établir ces chiffres provisoires, il a été tenu compte uniquement des salaires gagnés au cours de prestations effectives normales à l'exclusion de toute rémunération pour heures supplémentaires ou prestations supplémentaires des dimanches et jours fériés, et à l'exclusion des journées de salaire supplémentaires payées en application de la Convention sur la réduction de la durée hebdomadaire du travail à 45 heures ou de la prime d'assiduité payée en application des conventions du 23 août 1961 et du 5 octobre 1962. Ces résultats restent ainsi directement comparables avec les résultats provisoires de l'année antérieure, qui sont rappelés dans le tableau.

Pour donner une idée de l'incidence des compléments de salaire qui constituent, pour l'année 1961 les salaires compensatoires de la réduction de la durée du travail, les salaires moyens définitifs tenant compte de ces éléments ont été ajoutés en caractères gras dans le tableau n° 6. La comparaison de ces chiffres définitifs aux chiffres provisoires fait apparaître que ces compléments équivalent à une majoration de salaire de 6,77 % (toutes catégories).

Le salaire normal moyen des ouvriers du fond qui s'élevait à 345,77 F/jour en 1961, s'établit pour 1962 à 369,51 F/jour (+ 6,87 %) et celui des ouvriers de toutes catégories (fond et surface) est passé de 313,54 F/jour à 335,48 F/jour (+ 7,00 %).

In tabel 6 zijn de gemiddelde daglonen van 1962 (voorlopige cijfers) aangeduid.

Bij de berekening van deze voorlopige cijfers hebben wij alleen rekening gehouden met het loon verdiend met werkelijk verrichte en normale prestaties, met uitsluiting van elke bezoldiging voor overuren, zondagwerk of prestaties op feestdagen en van de loontoeslagen uitbetaald krachtens de overeenkomst betreffende de verkorting van de werktijd tot 45 uren per week of van de regelmatigheidspremie verleend krachtens de overeenkomsten van 23 augustus 1961 en van 5 oktober 1962. De uitslagen kunnen bijgevolg nog rechtstreeks met de voorlopige uitslagen van het voorgaande jaar, in de tabel aangeduid, vergeleken worden.

Om een aanwijzing te geven nopens de belangrijkheid van de loontoeslagen gevormd door lonen toegekend voor de verkorting van de werktijd, hebben wij de definitieve gemiddelde lonen van 1961 waarin die toeslagen verrekend zijn in tabel 6 in vetjes aangeduid. Wanneer men deze definitieve cijfers met de voorlopige vergelijkt, stelt men vast dat de toeslagen een verhoging van 6,77 % uitmaken (lonen van alle categorieën).

Het gemiddeld normaal loon van de ondergrondse arbeiders bedroeg 369,51 F per dag in 1962, tegenover 345,77 F per dag in 1961 (+ 6,87 %), terwijl dat van de arbeiders van alle categorieën samen (ondergrond en bovengrond) van 313,54 F per dag in 1961 gestegen is tot 335,48 F per dag (+ 7,00 %).

SORTES SOORTEN	Calibre en mm Dikte in mm	Teneurs en Gehalte cendres eau as water % %	Gras B Vetkool B		Gras A Vetkool A		¾ gras	½ gras	Maigres	Anthracites
			Campine Kempen	Sud Zuider- bekken	Campine Kempen	Sud Zuider- bekken	¾ vetkool	½ vetkool	Magerkool	Antraciet
Teneurs en matières volatiles - en % Gehalte aan vluchtige bestanddelen - %			> 28		> 20 à 28		> 18 à 20	> 14 à 18	> 10 à 24	≤ 10
Grains — Korrels	4/6	> 6 à 8 6	—	—	—	—	—	—	725	740/775
» »	4/6	≤ 6 6	—	—	—	—	—	—	—	845 (1)
									765	790/815
									—	805 (1)
Braissettes — Braisetten	10/18 - 10/20	6 à 9 6	800	835	820	855	880/915	1205	1250	1350
							—	—	1325 (4)	1425 (4)
							—	1280 (2)	1375 (2)	1500/1550 (2)
							950/990 (1)	—	—	1575/1600 (1)
» »	12/22	6 à 8 5	—	—	—	—	—	1265	1430	1530/1685
							—	—	1505 (4)	1605/1655
							—	1340 (2)	1580 (2)	1680/1780 (2)
							—	—	—	1730/1830 (1)
» »	18/30 - 20/30	6 à 8 5	810	845	850/860	915	1000/1140	1515	1580	1730/1780
							—	1540 (2)	1605 (2)	1755/1805 (2)
							1100/1215 (1)	—	—	1805/1855 (1)
Têtes de moineaux — Mussenkoppen .	30/50	5 à 8 5	820	855	860/875	935	1000/1060	1335	1450	1605
							—	1360 (2)	1500 (2)	1630 (2)
							1100/1150 (1)	—	—	1680 (1)
Gailletins — Brokken	50/80	5 à 8 5	820	855	860/875	935	950/1030	1300	1400	1450
							—	1350 (2)	1450 (2)	1500/1550 (2)
							1050/1100 (1)	—	—	1550/1600 (1)
» »	80/120	5 à 8 5	810	845	850/870	915	985	1215	1265	1290
							—	1265	1340 (2)	1340 (2)
							1030 (1)	—	—	1390 (1)
Criblés — Stukkolen	> 80 mm	4 à 7 3	810	845	850/870	915	985	1130	1180	1205
							—	1180 (2)	1230 (2)	1230/1255 (2)
							1010 (1)	—	—	1280/1305 (1)
Gailleries — Klompen	> 120 mm	4 à 7 3	—	—	—	—	—	1160	1180	1205
							—	1210 (2)	1230 (2)	1230/1255 (2)
							—	—	—	1280/1305 (1)

- (1) Prix en vigueur à partir du 1^{er} décembre 1962 (barème n° 21).
(2) Prix en vigueur à partir du 1^{er} août 1962 (barème n° 20).
(3) Sorte non reprise aux barèmes n° 20 et 21.
(4) Prix en vigueur à partir du 5 avril 1962 (barème n° 19).

- (1) Prijzen vanaf 1 december 1962 (Prijzenschaal n° 21).
(2) Prijzen vanaf 1 augustus 1962 (Prijzenschaal n° 20).
(3) In de prijsenschalen 20 en 21 is deze soort niet vermeld.
(4) Prijzen vanaf 5 april 1962 (Prijzenschaal n° 19).

On y constatera la baisse des prix des produits secondaires et le maintien ou l'augmentation du prix des sortes plus nobles.

Au cours de l'année 1962, aucune modification ne s'est produite dans les affiliations des charbonnages à Cobéchar ; comme en 1962, 3 charbonnages campinois et 6 producteurs d'antracites et maigres des bassins de Liège et Charleroi sont restés dissidents.

Production et prix du coke.

A. — Production.

La production de coke a marqué une diminution en 1962, par rapport à 1961 (— 0,2 %). Pour l'ensemble du Royaume, elle a atteint 7.195.020 tonnes. Pour permettre la comparaison avec les quelques années précédentes nous avons donné au bas du tableau n° 8 la production de coke depuis 1957.

B. — Prix.

Le Gouvernement belge avait depuis 1949 remplacé le prix de vente du coke sous le régime du prix normal ; la Haute Autorité en reprenant les attributions du Gouvernement belge en la matière n'a pas imposé de prix de vente aux cokeries belges, mais en fonction de la décision du 12 février 1953 relative à la publication des barèmes, les diverses entreprises ont été tenues de rendre publics leurs prix de vente.

En moyenne le prix du gros coke avait atteint en 1956-1957 son maximum, à 1.425 F/t, après les hausses de prix d'octobre 1956.

Mais la plupart des cokeries (10) ayant réduit leurs prix en octobre 1957, le prix le plus couramment pratiqué pour le gros coke métallurgique était au début de 1958 de 1.375 F/t.

Le prix le plus couramment pratiqué en fin d'exercice 1958 pour le gros coke métallurgique était de 1.225 F/t, en baisse de 150 F/t sur le prix correspondant de 1957 (— 10,9 %).

Les prix consentis à l'exportation à cette époque, étaient souvent quelque peu inférieurs à ce prix intérieur.

D'après les barèmes publiés dans le cours de la première moitié de 1959, le prix du gros coke métallurgique s'établit en moyenne à 1.150 F/t, en baisse de 75 F/t sur le prix de fin 1958.

Il semble, qu'en général, les prix se soient stabilisés, à quelques détails près, durant l'année 1959. En 1960, il n'y a eu que très peu de changements. Les modifications intervenues sont très limitées et intéressent les pe-

Er wordt dus een prijsdaling vastgesteld voor de minderwaardige produkten en een stabilisatie of een verhoging voor de edelere soorten.

Tijdens het jaar 1962 hebben zich geen wijzigingen voorgedaan in de aansluitingen der Kolenmijnen bij het Belgisch Kolenbureau (Cobéchar) ; zoals in 1961 bleven 3 Kempense kolenmijnen en 6 producenten van anthraciet in de bekkens van Luik en Charleroi afgescheurd.

Produktie en prijzen van cokes.

A. — Produktie.

In vergelijking met 1961 is de produktie van cokes in 1962 gedaald (— 0,2 %). Voor heel het Rijk bedroeg zij 7.195.020 ton. Om deze produktie met die van de laatste jaren te kunnen vergelijken, hebben wij onderaan tabel 8 de cijfers sedert 1957 aangeduid.

B. — Prijzen.

In 1949 had de Belgische Regering de verkoopprijs van de cokes opnieuw onder het regime van de normale prijs gesteld ; toen de Hoge Autoriteit de bevoegdheden van de Belgische Regering terzake overnam, heeft zij aan de Belgische cokesfabrieken geen verkoopprijzen opgelegd, maar krachtens de beslissing van 12 februari 1953 betreffende publikatie van de prijzenschalen, waren de ondernemingen verplicht hun verkoopprijzen bekend te maken.

Gemiddeld had de prijs van de dikke cokes in 1956-1957, na de prijsstijgingen van oktober 1956, zijn hoogtepunt bereikt met 1.425 F/t.

Maar aangezien de meeste cokesfabrieken (10) in oktober 1957 hun prijzen voor dikke hoogovencokes verlaagd hadden, was de meest voorkomende prijs in het begin van 1958 1.375 F per ton.

Op het einde van 1958 was de meest toegepaste prijs voor hoogovencokes 1.225 F per ton, wat 150 F per ton minder was dan tijdens de overeenkomstige periode van 1957 (— 10,9 %).

De prijzen voor uitgevoerde cokes waren toen vaak iets lager dan deze binnenlandse prijs.

Volgens de tijdens het eerste halfjaar van 1959 bekendgemaakte prijzenschalen, bedroeg de prijs van dikke hoogovencokes gemiddeld 1.150 F per ton, wat 75 F/t minder was dan op het einde van 1958.

Over het algemeen schijnen de prijzen, op enkele uitzonderingen na, in 1959 op hetzelfde peil gebleven te zijn. In 1960 hebben zich slechts weinig wijzigingen voorgedaan. Die wijzigingen zijn zeer beperkt en hebben betrekking op de kleine dikten. Men heeft zomer-

TABLEAU N° 12 — TABEL 12
IMPORTATIONS BELGES DE CHARBON EN 1962
INVOER VAN STEENKOLEN IN BELGIE IN 1962

PROVENANCES LANDEN VAN HERKOMST	Groupe I Groep I	Groupe II Groep II	Groupe III Groep III	Groupe IV Groep IV	Groupe V Groep V	Groupe VI Groep VI	Groupe VII Groep VII	Total Totaal
Allemagne occidentale — West-Duitsland . . .	609 039	277 427	285 977	31 001	1 190 504	—	—	2 393 948
France — Frankrijk	70 958	2 172	17 323	3 326	160 993	8 905	13 994	277 671
Pays-Bas — Nederland	163 938	141 656	40 882	61 546	353 340	—	—	761 362
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen van de E.G.K.S.</i>	<i>843 935</i>	<i>421 255</i>	<i>344 182</i>	<i>95 873</i>	<i>1 704 837</i>	<i>8 905</i>	<i>13 994</i>	<i>3 432 981</i>
Royaume-Uni — Verenigd-Koninkrijk	196 079	30 349	—	8 586	22 991	15 099	—	273 104
Etats-Unis d'Amérique — Verenigde Staten Am.	202 357	2 208	—	—	698 789	19 755	—	923 109
U.R.S.S. — U.S.S.R.	67 051	—	—	—	—	—	—	67 051
Irlande — Ierland	268	—	—	—	—	—	—	268
Maroc — Marokko	13 843	—	—	—	—	—	—	13 843
Nord-Vietnam — Noord-Vietnam	43 069	—	—	—	—	—	—	43 069
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	<i>522 667</i>	<i>32 557</i>	<i>—</i>	<i>8 586</i>	<i>721 780</i>	<i>34 854</i>	<i>—</i>	<i>1 320 444</i>
<i>Ensemble 1962 — Samen 1962</i>	<i>1 366 602</i>	<i>453 812</i>	<i>344 182</i>	<i>104 459</i>	<i>2 426 617</i>	<i>43 759</i>	<i>13 994</i>	<i>4 753 425</i>
1961	882 876	504 845	358 043	120 568	2 135 036	41 930	—	4 043 298
1960	651 096	376 509	367 019	61 090	2 381 303	66 352	—	3 903 369
1959	817 088	517 612	563 038	155 477	2 745 284	76 454	60	4 875 013
<i>Mouvement des stocks chez les importateurs Schommeling der voorraden bij de importeurs</i>]	<i>+ 12 215</i>	<i>— 5 121</i>	<i>— 31</i>	<i>— 262</i>	<i>— 364</i>	<i>—</i>	<i>—</i>	<i>+ 6 437</i>
<i>Ecoulement : — Afzet :</i>								
1. Marché intérieur — Binnenlandse markt	1 340 970	458 933	344 213	104 721	2 426 981	43 759	13 994	4 733 571
2. Réexportation — Wederuitvoer . . .	13 417	—	—	—	—	—	—	13 417

TABLEAU N° 13 — TABEL 13
IMPORTATIONS BELGES DE COKES, D'AGGLOMERES ET DE LIGNITE EN 1962
INVOER VAN COKES, AGGLOMERATEN EN BRUINKOOL IN BELGIE IN 1962

PROVENANCES LANDEN VAN HERKOMST	Coke de four — Ovencokes			Coke de gaz Gas- cokes	Semi-coke de houille Steenkool- halfcokes	Agglomérés — Agglomeraten			Lignite Bruinkool	Briquettes de lignite Bruinkool- briketten
	+ 80 mm	— 80 mm	Total Totaal			Briquettes Briketten	Boulets Eierkolen	Total Totaal		
Allemagne occidentale — West-Duitsland . .	25 615	7 200	32 815	—	—	100	35 731	35 831	—	87 590
France — Frankrijk	920	—	920	—	—	—	693	693	—	—
Pays-Bas — Nederland	116 626	94 505	211 231	—	—	3 072	107 168	110 240	—	5 645
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen van de E.G.K.S.</i>	<i>143 261</i>	<i>101 705</i>	<i>244 966</i>	—	—	<i>3 172</i>	<i>143 592</i>	<i>146 764</i>	—	<i>93 235</i>
Royaume-Uni — Verenigd Koninkrijk . . .	—	23 568	23 568	1 757	—	—	16 070	16 070	—	—
Allemagne orientale — Oost-Duitsland . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2 950
Danemark — Denemarken	—	—	—	3 808	—	—	—	—	—	—
Irlande — Ierland	—	—	—	1 308	—	—	—	—	—	—
Norvège — Noorwegen	—	—	—	1 273	—	—	—	—	—	—
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	<i>—</i>	<i>23 568</i>	<i>23 568</i>	<i>8 146</i>	—	—	<i>16 070</i>	<i>16 070</i>	—	<i>2 950</i>
<i>Ensemble 1962 — Samen 1962</i>	<i>143 261</i>	<i>125 273</i>	<i>268 534</i>	<i>8 146</i>	—	<i>3 172</i>	<i>159 662</i>	<i>162 834</i>	—	<i>96 185</i>
1961	155 582	97 130	252 712	828	1 540	4 490	149 157	153 647	—	93 275
1960	156 773	97 649	254 422	105	—	3 597	98 664	102 261	—	92 182
1959	138 613	41 266	179 879	642	—	4 788	104 571	109 359	544	92 183
<i>Mouvement des stocks chez les importateurs Schommeling der voorraden bij de importeurs</i>	<i>—545</i>	<i>+4 584</i>	<i>+4 039</i>	—	—	—	<i>+1 520</i>	<i>+1 520</i>	—	—
<i>Ecoulement : — Afzet :</i>										
1. Marché intérieur — Binnenlandse markt	143 806	119 433	263 239	8 146	—	3 172	158 142	161 314	—	96 185
2. Réexportation — Wederuitvoer . . .	—	1 256	1 256	—	—	—	—	—	—	—

TABLEAU N° 14 — TABEL 14

EXPORTATIONS BELGES DE CHARBON EN 1962
UITVOER VAN STEENKOLEN UIT BELGIE IN 1962

DESTINATIONS LANDEN VAN BESTEMMING	CHARBONS BELGES — BELGISCHE KOLEN							CHARBON IMPORTE INGEVOERDE KOLEN	TOTAL TOTAAL
	Anthracite	Maigres	½ gras	¾ gras	Gras A	Gras B	Total		
	Antraciet	Magerkool	½ vetkool	¾ vetkool	Vetkool A	Vetkool B	Totaal		
Allemagne occidentale — West-Duitsland	1 987	1 825	—	—	33 835	126 088	163 735	—	163 735
France — Frankrijk	240 098	70 511	13 382	60	169 856	73 502	567 409	—	567 409
Italie — Italië	15 543	—	—	—	267 237	94 277	377 057	—	377 057
Luxembourg — Luxemburg	—	—	945	—	20	26 841	27 806	—	27 806
Pays-Bas — Nederland	174 514	64 281	48 524	—	167 012	272 384	726 715	13 417	740 132
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen v.d. E.G.K.S.</i>	<i>432 142</i>	<i>136 617</i>	<i>62 851</i>	<i>60</i>	<i>637 960</i>	<i>593 092</i>	<i>1 862 722</i>	<i>13 417</i>	<i>1 876 131</i>
Autriche — Oostenrijk	—	—	—	—	—	4 305	4 305	—	4 305
Danemark — Denemarken	—	—	—	—	—	230 313	230 313	—	230 313
Espagne — Spanje	—	—	—	—	—	2 504	2 504	—	2 504
Irlande — Ierland	—	—	—	—	—	172 816	172 816	—	172 816
Norvège — Noorwegen	—	—	—	—	—	64 099	64 099	—	64 099
Portugal — Portugal	—	—	—	—	—	24 581	24 581	—	24 581
Suisse — Zwitserland	1 760	220	60	—	74 210	241 474	317 724	—	317 724
Yougoslavie — Yougoslavië	—	—	—	—	—	2 153	2 153	—	2 153
Divers — Overige landen	—	—	—	—	66	4 699	4 765	—	4 765
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	<i>1 760</i>	<i>220</i>	<i>60</i>	<i>—</i>	<i>74 276</i>	<i>746 944</i>	<i>823 260</i>	<i>—</i>	<i>823 260</i>
<i>Ensemble 1962 — Samen 1962</i>	<i>433 902</i>	<i>136 837</i>	<i>62 911</i>	<i>60</i>	<i>712 236</i>	<i>1 340 036</i>	<i>2 685 982</i>	<i>13 417</i>	<i>2 699 399</i>
1961	516 385	242 290	96 056	260	734 965	1 263 645	2 853 601	—	2 853 601
1960	584 744	193 902	65 231	5 156	552 210	873 729	2 274 972	—	2 274 972
1959	583 535	194 285	76 257	36 157	614 790	653 492	2 158 516	12 575	2 171 091

TABLEAU N° 15 — TABEL 15

EXPORTATIONS BELGES DE COKES ET D'AGGLOMERES EN 1962

UITVOER VAN COKES EN AGGLOMERATEN UIT BELGIE IN 1962

DESTINATIONS LANDEN VAN BESTEMMING	COKE DE FOUR — OVENCOKES					AGGLOMERES — AGGLOMERATEN		
	Coke de four belge Belgische ovencokes			Coke de four importé	Total	Briquettes	Boulets	Total
	+ 80 mm	— 80 mm	Total	Ingevoerde ovencokes	Totaal	Briketten	Eierkolen	Totaal
			Totaal					
Allemagne occidentale — West-Duitsland	618	18 782	19 400	—	19 400	360	67 114	67 474
France — Frankrijk	131 310	121 197	252 507	—	252 507	1 600	223 459	225 059
Italie — Italië	3 212	27 170	30 382	—	30 382	220	935	1 155
Luxembourg — Luxemburg	212 386	15 088	227 474	—	227 474	2 240	—	2 240
Pays-Bas — Nederland	399	—	399	—	399	100	5 942	6 042
<i>Pays de la C.E.C.A. — Landen v.d. E.G.K.S.</i>	<i>347 925</i>	<i>182 237</i>	<i>530 162</i>	<i>—</i>	<i>530 162</i>	<i>4 520</i>	<i>297 450</i>	<i>301 970</i>
Autriche — Oostenrijk	2 019	440	2 459	—	2 459	—	20	20
Danemark — Denemarken	10 971	22 505	33 476	—	33 476	—	—	—
Finlande — Finland	1 175	407	1 582	—	1 582	—	—	—
Grèce — Griekenland	1 500	—	1 500	—	1 500	—	—	—
Norvège — Noorwegen	731	3 503	4 234	1 256	5 490	—	—	—
Suède — Zweden	53 752	—	53 752	—	53 752	—	—	—
Suisse — Zwitserland	—	5 119	5 119	—	5 119	1 151	240	1 391
Congo — Kongo	—	2 025	2 025	—	2 025	2 075	—	2 075
Israël — Israël	1 730	—	1 730	—	1 730	—	—	—
Liban — Libanon	304	300	604	—	604	4 274	—	4 274
Syrie — Syrië	310	550	860	—	860	1 195	—	1 195
Divers — Overige landen	3 905	—	3 905	—	3 905	—	—	—
<i>Pays tiers — Derde Landen</i>	<i>76 397</i>	<i>34 849</i>	<i>111 246</i>	<i>1 256</i>	<i>112 502</i>	<i>8 695</i>	<i>260</i>	<i>8 955</i>
Ensemble 1962 — Samen 1962	<i>424 322</i>	<i>217 086</i>	<i>641 408</i>	<i>1 256</i>	<i>642 664</i>	<i>13 215</i>	<i>297 710</i>	<i>310 925</i>
1961	596 299	275 862	872 161	1 832	873 993	12 704	152 627	165 331
1960	671 067	315 547	986 614	1 740	988 354	9 668	155 795	165 463
1959	640 635	205 551	846 186	—	846 186	7 215	148 223	155 438

TABLEAU N° 16 — TABEL 16

Résultats provisoires de l'exploitation des mines de houille en 1962.

Voorlopige uitslagen van de exploitatie der steenkolenmijnen in 1962.

BASSINS BEKKENS	Suivant résultat final Volgens einduitslag			PRODUC- TION NETTE NETTO- PRODUKTIE t	VALEUR DE VENTE de cette production		VALEUR DES SCHISTES		DEPENSES D'EXPLOITATION		DEPENSES D'IMMOBILISATION		RESULTAT D'EXPLOITATION		COMPTES DE RESULTAT (1)		RESULTAT FINAL	
	Nombre de mines Aantal mijnen				VERKOOPWAARDE van deze produktie		WAARDE VAN DE SCHIEFERS		BEDRIJFS- UITGAVEN		VASTLEGGINGS- UITGAVEN		BEDRIJFSUITSLAG		UITSLAG- REKENINGEN (1)		EINDUITSLAG	
	en boni met winst	en mali met verlies	Total Totaal		F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t	F	F/t
Borinage — Borinage Centre — Centrum	2	3	5	3 118 270	2 207 735 400	708,0	33 930 700	10,9	2 354 203 800	755,0	20 676 200	6,6	— 133 213 900	— 42,7	+ 112 491 700	+ 36,1	— 20 722 200	— 6,6
Charl.-Namur — Charl.-Namen	5	11	16	5 198 470	4 253 417 100	818,2	6 580 000	1,3	4 254 731 000	818,5	103 363 400	19,9	— 98 097 300	— 18,9	+ 41 006 900	+ 7,9	— 57 090 400	— 11,0
Liège — Luik	3	12	15	3 080 300	2 930 073 200	951,2	442 000	0,1	2 989 277 000	970,4	60 482 100	19,6	— 119 243 900	— 38,7	+ 8 860 200	+ 2,9	— 110 383 700	— 35,8
Sud — Zuiderbekkens	10	26	36	11 397 040	9 391 225 700	824,0	40 952 700	3,6	9 598 211 800	842,2	184 521 700	16,2	— 350 555 100	— 30,8	+ 162 358 800	+ 14,3	— 188 196 300	— 16,5
Campine — Kempen	2	5	7	9 806 650	6 474 497 800	660,2	75 375 300	7,7	6 673 084 900	680,5	113 668 000	11,6	— 236 879 800	— 24,2	+ 723 300	+ 0,1	— 236 156 500	— 24,1
Royaume — Het Rijk	12	31	43	21 203 690	15 865 723 500	748,3	116 328 000	5,5	16 271 296 700	767,4	298 189 700	14,1	— 587 434 900	— 27,7	+ 163 082 100	+ 7,7	— 424 352 800	— 20,0
Suivant résultat final — Volgens einduitslag																		
Groupe des 12 mines en boni ... Groep van 12 mijnen met winst				7 416 990	5 832 548 700	786,4	55 000 400	7,4	5 584 891 800	753,0	97 064 800	13,1	+ 205 592 500	+ 27,7	+ 22 573 500	+ 3,1	+ 228 166 000	+ 30,8
Groupe des 31 mines en mali ... Groep van 31 mijnen met verlies				13 786 700	10 033 174 800	727,7	61 327 600	4,5	10 686 404 900	775,1	201 124 900	14,6	— 793 027 400	— 57,5	+ 140 508 600	+ 10,2	— 652 518 800	— 47,3

(1) Le lecteur est prié de se référer au texte.

(1) De lezer wordt verzocht de tekst te raadplegen.

La comparaison du commerce extérieur des charbons de 1962 avec celui de 1961 met en lumière :

- une augmentation des importations (+ 710.000 t) ;
- une diminution des exportations (— 154.000 t).

Les importations ont marqué des progrès dans le secteur domestique (groupe I). Les importations des pays tiers sont accrues.

En ce qui concerne les autres combustibles, il y a eu une diminution des exportations de coke et une augmentation nette des exportations d'agglomérés.

Résultats d'exploitation

(Tableau n° 16)

En 1962, la valeur nette totale des charbons extraits en Belgique s'est élevée à 15.865.723.500 F, soit 748,3 F/t.

Cette valeur de la production tient compte de :

1. la valeur réelle des ventes ;
2. la valeur selon barème des cessions aux activités connexes et aux usines de l'entreprise ;
3. la valeur selon barème des consommations propres ;
4. la valeur selon barème du charbon gratuit enlevé ;
5. l'abattement sur mise au stock ;
6. la différence entre valeur d'écoulement des charbons repris au stock et leur valeur de mise au stock ;
7. la différence de prix sur exportations et rabais d'alignement.

Ces chiffres ne tiennent pas compte de la valeur des schistes valorisés.

En 1961, d'après les chiffres provisoires, la valeur moyenne correspondante avait été de 714,10 F/t ; on a donc enregistré, d'une année à l'autre, une augmentation de cette valeur d'environ 34 F/t ou 5 %.

La comparaison de la valeur de la production augmentée de la valeur des schistes aux dépenses totales de l'année, immobilisations comprises, permet de dégager le résultat d'exploitation, qui se traduit par une perte de 27,70 F/t pour l'ensemble des mines du pays.

Les charbonnages de Campine ont encore enregistré cette année des pertes d'exploitation s'élevant en moyenne à 24,20 F/t. Dans les bassins du Sud cette perte a dépassé 40 F/t, avec un minimum de 18,90 F/t dans le bassin de Charleroi-Namur et un maximum de 42,70 F/t dans le Borinage et le Centre réunis, équivalent à 6 % du coût de la production dans ce bassin.

Ce résultat d'exploitation ne correspond pas nécessairement au solde des chiffres de bilans des sociétés charbonnières, où les dépenses de premier établissement sont amorties en plusieurs années et où les résultats des activités connexes, généralement bénéficiaires, atténuent les pertes de la houillère proprement dite. L'évaluation

Als wij de buitenlandse handel in kolen van 1962 vergelijken met die van 1961, zien wij :

- dat de invoer gestegen is (+ 710.000 t) ;
- dat de uitvoer verminderd is (— 154.000 t).

Voor groep I (huisbrand) is de invoer gestegen. De invoer uit derde landen is toegenomen.

Wat de overige brandstoffen betreft, is de uitvoer van cokes verminderd en die van agglomeraten merklijk gestegen.

Bedrijfsuitslagen

(Tabel 16)

In 1962 bedroeg de totale nettowaarde van de in België gewonnen kolen 15.865.723.500 F, d.i. 748,3 F/t.

Deze waarde van de produktie is berekend op :

1. de werkelijke waarde van de verkochte kolen ;
2. de waarde volgens het barema, van de aan nevenbedrijven en fabrieken van de onderneming afgestane kolen ;
3. de waarde volgens het barema, van de zelf verbruikte kolen ;
4. de waarde volgens het barema, van de kosteloos afgehaalde kolen ;
5. de waardevermindering bij het vormen van voorraden ;
6. het verschil tussen de afzetwaarde van de kolen genomen van de voorraden en hun waarde bij het vormen van de voorraden ;
7. het verschil in prijs voor uitgevoerde kolen en gelijkstellingsafslagen.

Die cijfers houden geen rekening met de waarde van de gevaloriseerde schievers.

In 1961 bedroeg de overeenstemmende gemiddelde waarde, volgens de voorlopige cijfers, 714,10 F per ton ; de gemiddelde waarde is dus van het ene jaar tot het andere ongeveer 34 F/t, d.i. 5 % bestegen.

Wanneer men de waarde van de produktie, verhoogd met de waarde van de schievers, met de totale uitgaven van het jaar vergelijkt, de vastleggingsuitgaven inbegrepen, bekomt men de bedrijfsuitslag, die voor alle mijnen samen een verlies van 27,70 F per ton aangeeft.

De kempense mijnen hebben dit jaar nog een gemiddeld bedrijfsverlies van 24,20 F per ton geboekt. In de zuiderbekkens bedraagt dat verlies meer dan 40 F per ton, met een minimum van 18,90 F per ton in het bekken van Charleroi-Namen en een maximum van 42,70 F per ton in de Borinage en het Centrum samen, wat gelijk is aan 6 % van de kostprijs in dat bekken.

Deze bedrijfsuitslag stemt niet noodzakelijk overeen met het saldo van de balansen van de ondernemingen, aangezien de inrichtingsuitgaven in de balans over verscheidene jaren afgeschreven worden en de uitslagen van de nevenbedrijven, die doorgaans winstgevend zijn,

administrative du résultat d'exploitation est faite suivant des règles fixées par les lois et arrêtés royaux en vue de la détermination de la redevance proportionnelle due par les concessionnaires de mines aux propriétaires du sol. Ces règles écartent du calcul les activités connexes (centrales électriques, fabriques d'agglomérés, vente au comptant, etc.).

Pour obtenir le résultat final des houillères, il y a lieu d'ajouter au résultat d'exploitation les soldes des « comptes de résultat » qui sont :

1. Le solde éventuel, positif ou négatif, de l'ancien Fonds de Solidarité et de l'ancienne Caisse de Compensation de l'Industrie Charbonnière ;
2. Les différences d'évaluation des matières consommées. Dans les comptabilités des charbonnages les matières consommées sont évaluées chaque mois au prix moyen d'achats récents, sans tenir compte du prix réel payé pour ces matières lors de leur entrée effective en magasin ;
3. Les subsides reçus de l'Etat ou de la C.E.C.A. pour différents motifs. Il faut citer principalement les subventions résultant des conventions prises en 1955 en ce qui concerne le Borinage, l'aide communautaire au stockage, les aides salariales.

Ces corrections ont eu pour effet de ramener les pertes des mines du Bassin du Sud à 16,50 F/t.

Pour l'ensemble des mines du Royaume, la perte finale s'établit ainsi à 20,00 F/t. Pour l'année 1961, le résultat correspondant des statistiques provisoires accusait une perte de 24,10 F/t portée à 11,04 F/t, après rectification, dans les statistiques définitives.

La situation financière de l'ensemble de l'industrie charbonnière belge est donc stationnaire vis-à-vis de 1961.

En fait la situation financière de l'ensemble des entreprises des bassins du Sud s'est très sensiblement améliorée tandis que celle des entreprises du bassin de Campine se dégrade.

La situation d'ensemble reste toujours fondamentalement grave étant donné que le prix de revient a augmenté (voir les dépenses d'exploitation : 767,4 F/t en 1962 et 740,9 F/t en 1961 - chiffre définitif).

het verlies van de eigenlijke mijn verzachten. De administratieve raming van de bedrijfsuitslag geschiedt volgens de regelen die, voor de vaststelling van de door de concessionaris aan de eigenaar van de bovengrond verschuldigde evenredige mijncijns, in wetten en koninklijke besluiten bepaald zijn.

Krachtens die regelen wordt de bedrijfsuitslag berekend zonder dat de nevenbedrijven (elektrische centrales, brikettenfabrieken, kontante verkoop, enz.) in aanmerking worden genomen.

Om de einduitslag van de mijnen te bekomen, dient men bij de bedrijfsuitslag de saldi van de « Uitslagrekeningen » te voegen, nl. :

1. Het gebeurlijk positief of negatief saldo van het voormalige Solidariteitsfonds en van de voormalige Kompensatiekas van de Steenkolenijverheid ;
2. De verschillen voortspruitend uit de raming van verbruikte waren. In de boekhouding van de kolenmijnen worden de verbruikte waren elke maand geraamd volgens de gemiddelde prijs van de jongste aankopen, zonder dat rekening gehouden wordt met de prijs die men werkelijk betaald heeft op het ogenblik van de aankoop van die waren ;
3. De toelagen om verschillende redenen door de Staat of door de E.G.K.S. verleend, hoofdzakelijk de toelagen verleend krachtens de overeenkomsten van 1955 betreffende de Borinage, de hulp van de Gemeenschap bij het vormen van voorraden, de loonhulp.

Door deze verbeteringen wordt het verlies van de mijnen in de zuiderbekkens beperkt tot 16,50 F/ton.

Voor alle mijnen samen bedraagt het eindverlies aldus 20,00 F/ton. Voor het jaar 1961 gaf de voorlopige statistiek een verlies van 24,10 F/ton, dat na verbetering in de definitieve statistiek op 11,04 F/ton gebracht werd.

De financiële toestand van de Belgische steenkolenijverheid is dus dezelfde gebleven als in 1961.

In feite is de financiële toestand van de ondernemingen in de zuiderbekkens merkkelijk verbeterd, terwijl die van de ondernemingen in het Kempens bekken verslecht is.

De algemene toestand blijft nog steeds ernstig, aangezien de kostprijs gestegen is (zie de bedrijfsuitgaven: 767,4 F/t in 1962 tegenover 740,9 F/t in 1961 - definitief cijfer).

Sélection des fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
 - b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés.
- C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 2544

Fiche n° 33.721

A.M. CLARKE. Some structural, hydrological and safety aspects of recent developments in South-East Durham. *Quelques aspects structurels, hydrologiques et intéressant la sécurité, du développement récent du bassin au Sud-Est du Durham.* — *The Mining Engineer*, 1962, décembre, p. 209/231.

Etude des structures géologiques du bassin de Durham, les failles sont de 3 espèces : les moins accentuées ne passent pas nécessairement d'une couche à l'autre, les moyennes, et enfin les grandes failles à rejet important qui inclinent généralement à 45° et s'associent à des plissements monoclinaux parallèles en direction qui tendent à ramener le niveau dérangé par la faille. Les allures tectoniques du Houiller se reproduisent, dans une certaine mesure, dans le Permien qui le surmonte avec discordance de stratification. L'interprétation de ces struc-

tures tectoniques est indiquée. Les observations hydrologiques faites dans le bassin sont commentées. L'article discute les techniques générales de sécurité adoptées dans les exploitations modernes. L'observation des accidents géologiques et leur incidence pratique sur les mesures de sécurité entrent en ligne de compte.

IND. A 54

Fiche n° 33.826

N.M. SHORT. Borehole TV Camera gives geologists inside story. *Une camera de TV fournit au géologue l'image des parois de sondages.* — *Mining Engineering*, 1963, janvier, p. 41/47, 6 fig.

Souvent les sondeurs ont souhaité voir ce qui se passait dans un trou de sondage dont les échantillons retirés ne fournissaient pas les renseignements désirés, ou bien où un outil s'était brisé et coincé. C'est ce qui est possible aujourd'hui grâce à la construction d'une camera de télévision, construite par la Eastman International Cy de Hanovre spécialement pour pouvoir opérer dans un trou de sondage. Elle transmet à l'observateur de la surface

la vision des parois et du fond du trou, particularités géologiques, fissures ou anomalies pourvu que le trou ne soit pas tubé ni trop sale. Dans beaucoup de cas, les renseignements fournis par la caméra dispenseront des renseignements que fournirait le carottage. L'article donne la description de la caméra, son utilisation et des exemples de renseignements recueillis. Le procédé est en voie de perfectionnement pour des applications plus étendues.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 61

Fiche n° 33.747

A.E. BALFOUR. Underground gasification of coal. *La gazéification souterraine du charbon.* — *Colliery Guardian*, 1963, 31 janvier, p. 143/150.

Compte rendu de la Conférence de Katowitz, Pologne en octobre 1962, sur la gazéification souterraine.

Il ressort des exposés de nombreux conférenciers que, d'une manière générale, tandis qu'on opère, en U.R.S.S., plutôt de la surface sur des gisements ligniteux relativement peu profonds, en Pologne, on opère sur des couches de charbon bitumineux plus profondes et à partir de galeries où on allume des foyers réalisant une combustion complète avec excès d'air, la combustion se communiquant ensuite dans des trous de sonde préalablement forés dans la couche à angle droit avec la galerie, et se propageant avec un minimum d'air de manière à réaliser la gazéification rentable.

L'emploi de l'oxygène, ou de l'air enrichi en oxygène, est envisagé pour l'avenir, en vue d'obtenir un gaz de synthèse plus particulièrement. Des expériences poussées dans ce domaine sont rapportées montrant un rendement intéressant.

Autres sujets traités : la gazéification du charbon laissé dans les exploitations abandonnées - l'électrolyse, préparant le cheminement de la gazéification dans la couche de charbon en faisant passer un courant entre deux électrodes logées dans le charbon - le forage de trous de sonde par combustion au moyen d'un brûleur refroidi à l'eau, procédé intéressant pour les couches minces où le forage classique dévie aisément dans les épontes - la gazéification avec radiation, les rayons gamma modifiant la composition du gaz, réduisant le CO_2 en CO .

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 2212

Fiche n° 33.732

F.M. CAPP. Factors in rotary drill evaluation. *Les facteurs du rendement du forage rotatif.* — *Mining Congress Journal*, 1962, décembre, p. 20/23, 5 fig.

Le forage rotatif (ou rotary) au pétrole est étendu maintenant au forage des grands trous de mine dans

les exploitations à ciel ouvert, surtout depuis que le soufflage d'air y a remplacé la circulation d'eau.

Le rendement du forage dépend surtout du poids appliqué au trépan. Les installations actuelles permettent le forage de trous inclinés. L'article examine les différents éléments du rendement et du prix de revient du forage : les trépons, la main-d'œuvre, l'énergie motrice, l'entretien, la dépréciation. L'avancement du sondage, ou vitesse de forage, dépend, non seulement du poids appliqué au trépan, mais aussi du taux de rotation et de la quantité d'air soufflé, facteurs qui doivent être étudiés en fonction du but à atteindre.

L'expérience a fourni de nombreuses données sur lesquelles on peut se baser dans cette étude.

IND. C 2352

Fiche n° 33.712

I. HAWKES. The fundamentals of air blasting. *Les principes fondamentaux du tir à l'air comprimé.* — *The Mining Engineer*, 1962, octobre, p. 62/78, 9 fig.

L'auteur décrit les travaux d'étude entrepris à l'Université de Sheffield sur la nature de l'action explosive réalisée par le tir à l'air comprimé. Il montre par quel processus les pressions engendrées par les cartouches à air comprimé s'élèvent à l'intérieur du trou de mine, et comment ces pressions sont influencées par la forme des cartouches. Les résultats indiquent que, après une pointe de pression initiale au voisinage des orifices de décharge, les pressions agissant dans le trou sont relativement modérées. On a aussi mesuré les vitesses des ondes d'explosion de la cartouche à air, et leurs valeurs dans différentes conditions de tir sont renseignées. La cartouche à air comprimé Armstrong est décrite, ainsi que les appareils de mesure utilisés dans les expériences de tir. De nombreuses conclusions, utiles à la compréhension du phénomène, du rendement et à la construction de la cartouche, sont tirées de cette étude.

IND. C 2352

Fiche n° 33.802

A.W.S. SCHUMANN. Notes on compressed air blasting at Natal Ammonium Collieries Ltd. *Notes sur une installation de tir à l'air comprimé à la Natal Ammonium Collieries Ltd.* — *Journal of the S. African Institute of Mining and Metallurgy*, 1963, janvier, p. 254/257.

Description d'une installation de tir à l'air comprimé dans un charbonnage d'Afrique du Sud : exploitation par chambres et piliers, couche de 1,80 m, anthracite, non grisouteuse ; 35.000 t/mois. Les tailles étant à près de 4 km de l'ouverture d'accès à la mine, on a installé le compresseur dans la mine. La comparaison avec la méthode antérieure avec explosifs brisants, est avantageuse pour la cartouche Armstrong : forage plus économique, gain de temps pour les opérations de tir ; amélioration de la qualité du produit, avec moins de fines ; sécurité améliorée ; prix de revient légèrement supérieur.

IND. C 4220

Fiche n° 33.819

G.A. GUPPY et S.N. JOHNSON. Experiments on several production coal plough installations. *Expériences sur plusieurs installations de rabots en fonctionnement.* — *The Mining Engineer*, 1963, février, p. 439/462, 5 fig.

Les auteurs décrivent les techniques applicables pour évaluer le rendement des rabots et montrent comment de simples mesures dynamométriques peuvent donner une idée de la rabotabilité des charbons. Les effets des variations de la pression sont étudiés et on a étudié les rendements comparés de plusieurs formes courantes de socs. On a évalué la résistance des charbons par l'appareillage mesurant la résistance au choc et le pénétromètre M.R.E. L'aspect des couches et des épontes est également noté. Les résultats donnent les relations entre la force de halage et la profondeur de coupe, avec la pression appliquée aux vérins du convoyeur. On constate que des modifications de la forme des lames de soc influencent beaucoup le rendement. On n'a pas trouvé possible de vérifier la rabotabilité d'une couche par un simple essai. La résistance à la pénétration par l'appareil MRE, combinée avec des observations de la fissuration et du clivage du charbon, donnent toutefois une estimation très utile, qui se complète par l'essai au choc et la teneur en matières volatiles.

IND. C 4222

Fiche n° 33.794

BEIEN. Le rabot sans semelle de guidage type SH6. — *Beien Information*, n° 22, p. 146/148, 2 fig.

Les rabots récents à grand rendement constituent un progrès particulièrement sensible. Aujourd'hui le type Beien S H 6 à plaques de havage, avec articulation centrale et réglage rapide des couteaux, permet de raboter de façon très sûre même dans les endroits difficiles. Cependant le progrès n'a pas dit son dernier mot : des expériences effectuées en Allemagne, Grande-Bretagne, Pays-Bas ont démontré qu'environ 50 % de la force des rabots sont dissipés par frottement. Pour en tenir compte, à la firme Beien des essais ont été effectués pour s'assurer que le guidage Beien était capable de dominer le couple de renversement même lorsque les ailes du rabot sont supprimées : les résultats ont été positifs de sorte qu'on a pu créer un type de rabot Beien S H 6 sans semelle de guidage. Des vues en plan et en élévation ainsi qu'une photo montrent le nouveau rabot. Avantages : 1) suppression du passage des fines vers les remblais - 2) consommation moindre d'énergie - 3) moindre force de traction nécessaire - 4) plus grande durée de couloirs - 5) disparition des difficultés dans les murs déliteux - 6) meilleure adaptation aux murs ondulés - 7) transport simplifié - 8) guidage stable du rabot sans semelle grâce au guidage profilé en épingle à cheveux (aucun risque de renversement). Exemples pratiques dont deux en Allemagne et un à l'étranger.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND.D 1

Fiche n° 33.674

M. SCHMIDT. Spannungsoptische Versuche an Modellen als Grundlage für die Vorausbestimmung bergbaulicher Entwicklungen über und unter Tage. *Essais photoélastiques sur modèles comme base pour la détermination préalable des influences minières au fond et à la surface.* — *Bergbauwissenschaften*, 1963, 25 janvier, p. 25/41, 45 fig.

L'article traite de l'application de l'optique des tensions tenant compte des données minières. Pour justifier cette application, on se sert des théories mathématiques et principalement des connaissances des phénomènes de la mécanique des roches données par des expériences. À l'aide d'exemples, l'auteur montre que, compte tenu de nos connaissances scientifiques actuelles, l'optique des tensions est non seulement la méthode par modèle réduite la plus adaptée à l'étude des phénomènes de mécanique des roches à grande échelle, mais peut être appliquée avec profit aux choix de la meilleure méthode d'exploitation sous des données géologiques et pratiques déterminées. Une liste bibliographique de 97 ouvrages sur la matière est donnée.

IND. D 231

Fiche n° 33.820

J.T.M. TAYLOR. Research on ground control and rockbursts on the Kolar gold field, India. *Recherche sur le contrôle des terrains et les coups de toit dans le gisement d'or de Kolar, Inde.* — *The Institution of Mining and Metallurgy*, 1963, février, p. 317/338, 8 fig.

On a analysé les causes de coups de toit de 1956 à 1960 : la relation avec les failles a été recherchée. On a tenté de les contrarier par des tirs à l'explosif, et observé leurs effets. On a effectué des mesures de convergence, des effets d'écrasement de cadres métalliques, de remblais, de charge sur les étançons. Ces mesures ont été enregistrées en corrélation avec l'avancement du front de taille et les coups de toit. Les observations donnent des résultats analogues à ceux qui ont été publiés par les charbonnages, compte tenu toutefois de ce que le gisement est vertical. La théorie du dôme n'est pas applicable. On a enregistré d'assez grands mouvements avant et après les coups de toit, même en des points éloignés des centres affectés par ces coups de toit. Les failles et autres accidents tectoniques semblent la cause principale. Les irrégularités de remblayage en sont une autre. Un intérêt particulier a été attaché aux mesures de déformation des roches dans les galeries à travers bancs qui recoupent la couche exploitée. Des irrégularités se remarquent dans les courbes de déformation ; elles paraissent en relation avec les

coups de toit et permettraient de prévoir ceux-ci, même lorsque ces irrégularités ont été enregistrées à une distance assez grande des coups de toit.

IND. D 31

Fiche n° 33.688

H. LOWENS. Die Grubenholzversorgung des nord-westdeutschen Steinkohlenbergbaus im Forstwirtschaftsjahr 1962. *L'approvisionnement en bois de mines des charbonnages du Nord-Ouest de l'Allemagne dans l'économie forestière de 1962.* — Glückauf, 1963, 16 janvier, p. 84/90, 10 tabl.

L'auteur présente sous forme de tableaux les statistiques annuelles de 1961 et 1962 relatives à :

1) Consommation (en m³) en bois de mines, pour l'Allemagne occidentale, rapportée : a) à la t nette et à la t brute - b) au nombre annuel de jours de travail des charbonnages et ce pour chacune des catégories « résineux » et « feuillus » ; 2) Consommation (en m³) de bois de tailles par calibres ; 3) Consommation (en m³) des bois à scier en « résineux », en « feuillus » ; 4) Cubes des bois de taille consommés selon la provenance (intérieur du pays, étranger) et pour les bois de l'intérieur selon qu'ils viennent des forêts domaniales d'Etat ou des fournisseurs privés ; 5) Cubes des bois importés de l'étranger pour chacun des pays : Finlande, Russie, Suède ; 6) Recettes faites par le département « Forêts d'Etat » pour vente de bois de mines, classement selon les états fédérés d'Allemagne dont ils proviennent et selon la nature et espèce de bois.

IND. D 433

Fiche n° 33.742^I

W.J. ADCOCK. Hydraulic face supports - Hydraulic props - Part I. *Le soutènement hydraulique en tailles - Étançons hydrauliques - 1^{re} partie.* — Colliery Guardian, 1963, 24 janvier, p. 111/114, 7 fig.

L'auteur retrace l'histoire du soutènement coulissant en Grande-Bretagne et spécialement du soutènement hydraulique. La première application de celui-ci date de 1945, avec l'éтанçon Dowty, premier éتانçon télescopique, qui commence à coulisser à la charge de 20 t et pèse 6,5 kg par 0,30 m de longueur.

En 1948, apparaît l'éتانçon Gullick recevant de l'extérieur son fluide, eau et huile soluble émulsionnée, une source servant à plusieurs éتانçons, Charge 30 t. En 1954, Dowty présente son éتانçon Monarch à pompe à deux étages incorporée et mécanisme de réglage perfectionné, charge initiale 15 t, charge maximum 80 t.

L'éتانçon hydraulique Dobson apparaît la même année avec des caractéristiques analogues.

Plus récemment, Dowty introduit l'éتانçon Duke avec des facilités d'emploi nouvelles.

L'éتانçon Polar B.R.D. présenté en 1957 porte son mécanisme de valve d'échappement dans la tête qui est détachable, ce qui permet des facilités d'entretien et de réparation appréciables.

Au cours des dernières années, les constructeurs ont réalisé des types d'éتانçons hydrauliques légers et de limite modérée de charge, moins de 20 t pour mise en place rapide et retrait facile, convenant pour du soutènement provisoire.

D'autres éتانçons pour soutenir le toit au front de remblai sont les éتانçons-piles hydrauliques Desford (50 t et 100 t), Dowty (80 t) etc...

IND. D 44

Fiche n° 33.690

G.E. TUMMERS. Abnahmebedingungen für den Werkstoff von Ausbaupappen. *Adoucissement des caractéristiques exigées de la matière première des bèles de soutènement.* — Glückauf, 1963, 30 janvier, p. 129/138, 18 fig., 5 fig. dans l'annexe.

L'auteur fait un exposé sur la valeur relative des essais mécaniques de laboratoires exécutés sur des éprouvettes prélevées dans le métal des bèles métalliques. Il examine en particulier les essais de résilience effectués sur barreaux entaillés et signale l'influence sur les résultats de la forme de l'entaille. Il énumère une série d'aciers traités (Thomas au Si, SM à l'aluminium, Electrique à l'aluminium) et de profils déterminés (rails, DIN, GI, double T) qui, aux essais, accusent des résultats de résilience satisfaisante. L'utilisation de tels aciers et de tels profils caractérisés par des valeurs appropriées de résilience et de ténacité élimine presque totalement les cassures du type « corps brisants et fragiles » qui se produisent instantanément et sans prévenir et qui surviennent aux bèles tant en service en taille que lors de leur reconformation à froid. De telles ruptures traduisent l'emploi d'une matière première mal appropriée aux conditions de sollicitation des bèles.

IND. D 47

Fiche n° 33.742^{II}

W.J. ADCOCK. Hydraulic face supports. Part. II. *Étançons hydrauliques de tailles. II^e Partie.* — Colliery Guardian, 1963, 7 février, p. 172/179, 9 fig.

Les premiers éتانçons-piles mécanisés apparurent en 1948 dans l'Est-Midlands, construits par Dowty. Le Bolton Tandem fut introduit dans le Durham en 1954. En même temps, le Gullick Seaman, plus simple, obtenait un succès marqué. Actuellement, 87 fronts de tailles sont équipés de ce système. Après les Gullick à 4 puis à 5 éتانçons sont venus les Dowty Roofmasters à 2 cadres de 2 et 3 éتانçons avançant alternativement et le Dobson « double two » à 2 cadres de 2 éتانçons et un vérin intermédiaire avançant alternativement chacun des 2 cadres en prenant appui sur l'autre ; une unité sur 6 est pourvue d'un vérin supplémentaire pour l'avancement du blindé.

Différents perfectionnements ont été apportés avec la collaboration des services du M.R.E. : on note les Desford Tandem et Goal Post, le premier à 2 éتانçons-piles de 50 t, alignés et reliés par un vérin à

double action, le second à 2 étançons-piles de 50 t fixés à la même base articulée qui est avancée après le ripage du convoyeur.

De récentes améliorations ont porté sur le dégagement d'organes (flexibles, vannes etc...) primitivement placés à la base et qui sont maintenant placés plus haut.

On signale des types nouveaux : « Dowty Roof-master Minor », « Dobson Leap Frog » qui visent à étendre les emplois de ce mode de soutènement aux couches minces, notamment aux couches inclinées (30°) et aussi à permettre une commande à distance tendant à l'automatisation.

IND. D 53

Fiche n° 33.744

A.H. MORRIS et G.R. PENTITH. Low-pressure pneumatic stowing. *Le remblayage pneumatique à basse pression*. — *Steel and Coal*, 1963, 25 janvier, p. 171/186, 16 fig.

Article très documenté sur le remblayage pneumatique à basse pression. Ses avantages sur le remblayage pneumatique à la pression de 4 à 7 kg sont nombreux : pression nécessaire 1,2 à 1,8 kg/cm² ; consommation d'air réduite : 65 m³/min (moitié de la haute pression) ; la conduite et les pertes de charge sont très réduites ; l'économie d'entretien et d'installation est considérable.

On envisage successivement :

Les remblayeuses de 2 types : Markham à alimentation latérale, faible hauteur, moteur 15 ch, et Karl Brieden à ailettes verticales, 60 à 70 t/h. Les compresseurs, de plusieurs types : turbo, rotary, Rootes, à piston, à vis Atlas Copco etc...

On décrit ensuite les installations dans plusieurs charbonnages et on étudie les modalités d'application et d'opération, les rendements et prix de revient.

La combinaison d'un concasseur des pierres du bosseyement avec l'installation de remblayage pneumatique à basse pression avec fonctionnement intermittent, est exposée en détail. Une application intéressante en est faite dans l'Est-Midlands par le C.E.E. et la firme Markham. Une telle réalisation présente le gros avantage de réduire le prix du transport des pierres qui, lorsque celles-ci viennent de la surface, grève lourdement le prix de revient du remblayage.

IND. D 53

Fiche n° 33.744II

A.H. MORRIS. Low pressure pneumatic stowing. *Le remblayage pneumatique à basse pression*. — *Steel and Coal*, 1963, 8 février, p. 289/290.

La communication publiée dans le numéro du 25 janvier a été suivie d'une discussion. Plusieurs auteurs ont apporté des commentaires sur divers points particuliers du procédé de remblayage pneu-

matique. Le remblayage d'une taille à forte production pose le difficile problème du transport à la taille de grandes quantités de matériaux de remblai qui ne doit pas gêner le transport en sens inverse du charbon. Les solutions varient suivant les circonstances : bande transporteuse à grande vitesse, par exemple.

Le rendement du remblayage semble très influencé par la longueur de taille : au-dessus de 100 m l'efficacité est moins grande.

Les prix de revient relatifs du remblayage à basse et à haute pression, les consommations d'air, les transports de matériau, font l'objet de renseignements particuliers apportés par des exploitants.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 130

Fiche n° 33.715

W.J. CURRIE et D.A. STOWELL. High-powered conveyors. *Convoyeurs de grande puissance*. — *The Mining Engineer*, 1962, novembre, p. 124/139, 6 fig., 2 tabl.

Conférence portant sur l'évolution et le développement de l'utilisation des convoyeurs sans grands renseignements nouveaux. Dans une première partie, l'auteur traite des différents types des courroies des convoyeurs modernes, à haute résistance, et de leur développement ; importance des fibres synthétiques en remplacement du coton ; discussion de l'emploi des fils d'acier ; questions économiques touchant les convoyeurs à grand débit (vitesse, nature de la courroie). Dans une deuxième partie, l'auteur examine, au point de vue de l'art de l'ingénieur, les trois sortes de convoyeurs à grande puissance employés actuellement dans les mines (à bande, câble belt, blindés). Questions économiques touchant la standardisation ; considérations sur les éléments caractéristiques de l'entretien des convoyeurs. Discussion : interventions sur des questions de détail, techniques et économiques.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. E 20

Fiche n° 33.774

H. LANGENBERG. Rationalisierung der Hauptförderung in lothringischen Steinkohlenbergbau. *Rationalisation des transports principaux dans les charbonnages de Lorraine*. — *Glückauf*, 1963, 13 février, p. 173/183, 19 fig., 3 tabl.

Les puits Merlebach-Cuvelette et Simon du Bassin de Lorraine se placent, avec leurs productions journalières respectives de 15.000 t et 10.000 t, parmi les plus puissantes installations d'extraction du continent.

Si à Merlebach on n'exploite que des dressants, au puits Simon, seules des tailles en plateaux sont exploitées. Dans les 2 puits, les transports principaux du fond se distinguent par le degré élevé qu'à at-

teint la concentration et par l'automatisation du transport le long de boulevards principaux à grand débit.

Au puits Simon, pour caractériser le déroulement des phases successives du transport, on a divisé celui-ci en sections fonctionnelles indépendantes, à savoir : a) voies d'exploitation en quartier - b) transports principaux - c) extraction le long du puits.

Entre chacune de ces phases fonctionnelles on a ménagé des trémies qui fonctionnent comme volant de régularisation. Toute la production du siège est chargée en 5 points de chargement se situant au centre de gravité des différentes divisions en déhouillement. Par l'intermédiaire de ces points de chargement, la production passe automatiquement des engins fixes de transport (bandes transporteuses) dans les engins mobiles du transport (locomotives électriques à grande vitesse de 90 ch et chariots de mine de grande capacité, 6.000 litres). Les mesures de rationalisation qui ont été introduites au puits Simon n'ont pas été prises en premier lieu et uniquement dans les chambres d'exploitation, mais simultanément et avec autant de minutie dans tous les maillons de la chaîne des transports. Entre autres, l'automatisation des points de chargement a conduit à une forte économie de postes de main-d'œuvre des transports principaux fond. Au terme de ces mesures, c'est-à-dire en septembre 1961, l'indice transports principaux aux 100 t s'élevait à 2,54 postes/t.

IND. E 416

Fiche n° 33.725

L. ROTHERFORTH. Some aspects of automatic skip and mine car winding, Brodsworth reconstruction. *Quelques aspects de l'extraction automatique par skip et par wagonnets aux installations nouvelles de Brodsworth.* — *The Mining Engineer*, 1963, janvier, p. 319/333, 5 fig.

L'auteur décrit les nouvelles installations d'extraction des charbonnages de Brodsworth : machines d'extraction électriques Koepe à 4 câbles montées en tours, recettes et systèmes de manipulation de berlines et skips. Brodsworth, près de Doncaster (Division N-E), vise la production nette de 7.000 t/jour en 1965. Rendement net actuel : 4.250 kg. Les 3 puits ont 6,18 m de diamètre. Profondeur de l'étage inférieur : 765 m. Le n° 1 et le n° 3 servent d'entrée d'air, le n° 2 de retour d'air est équipé d'un skip de 22 t avec contrepoids. Les deux autres sont équipés de cages. Les machines d'extraction sont pourvues des appareils de contrôle semi-automatique et entièrement automatique : contrôle de la vitesse, de l'accélération, de la décélération, freinage contrôlé, compensateur d'allongement de câbles, indicateur de vitesse, etc. Toutes les installations sont décrites en détails et les prix de revient de l'extraction sont étudiés.

Les essais ont donné à l'extraction automatique un désavantage de temps par cycle d'environ 16 % par rapport à l'extraction semi-automatique.

Les installations nouvelles permettent l'économie de personnel de surface de 10 à 20 journées d'ouvrier par 1.000 t extraites sans compter une amélioration très appréciable de la sécurité.

IND. E 54

Fiche n° 33.684

H. BARKING et T. GAST. Das Uebertragen von Messwerten aus der Grube unter besonderer Berücksichtigung eines auf dem Verbundbergwerk Walsum entwickelten und angewandten Frequenz-Variationsverfahrens. *La transmission à la surface des résultats de mesures effectuées au fond sous l'aspect particulier du procédé des fréquences multiples, développé et mis au point par la firme Walsum.* — *Glückauf*, 1963, 2 janvier, p. 1/10, 26 fig.

Après un an de fonctionnement dans un charbonnage de la Ruhr, le procédé Walsum-Montan se révèle être un moyen de transmission sûr et économique. L'auteur en décrit : 1) Le principe de fonctionnement. Il est basé sur l'utilisation combinée de la fréquence de tonalité et de la haute fréquence du système Multiplex. Un câble coaxial unique transmet simultanément de multiples messages, soit sous la forme « oui-non », soit sous forme courante. 2) Les schémas électriques et description et photos des organes de base tels poste transmetteur, poste récepteur de tir, générateurs de fréquence, récepteur sélectif, relais, aimants permanents, blocs de commande, etc.

Comme exemples typiques d'utilisation de cet appareillage, l'auteur décrit :

- 1) Comptage et pesage des wagonnets à un point de chargement ;
- 2) Mesure de la pression d'air comprimé et du débit en un point du réseau ;
- 3) Mesure à l'aide d'une balance de la teneur en poussière de l'atmosphère du fond ;
- 4) Mesure de la différence de pression à l'aval et à l'amont d'une porte d'aérage ;
- 5) Mesure de la vitesse du courant d'air en un point du circuit ;
- 6) Mesure de la teneur en CO ou en CH₄ dans un retour d'air.

IND. E 54

Fiche n° 33.724

B.L. METCALF et W.J. ADCOCK. Application of electronics to mining. *L'application de l'électronique à l'exploitation des mines.* — *The Mining Engineer*, 1962, décembre, p. 268/298, 17 fig.

Les méthodes électroniques s'introduisent dans l'industrie minière au bénéfice de la sécurité, du rendement et du prix de revient. Les applications dans les installations de surface sont rapidement passées en revue puis les utilisations souterraines

sont examinées, pour les commandes à distance des machines et les liaisons entre fond et surface pour systèmes télémétriques. Les systèmes électroniques pour emploi au fond sont examinés, en particulier ceux qui sont destinés aux fronts de tailles, champ d'application où l'importance des risques confère un intérêt particulier au remplacement de l'homme par des dispositifs de commande à distance des machines. On discute les systèmes actuellement en voie de perfectionnement pour la commande à distance des haveuses-chargeuses et les soutènements mécanisés : description et conditions de leur emploi. Une tentative intéressante de « l'exploitation du charbon sans ouvrier » est présentée par le mineur continu automatique Collins, machine pourvue d'une instrumentation électronique importante.

En appendice, on donne une revue historique des développements du contrôle à distance du soutènement marchant et un glossaire de termes utilisés en électronique.

IND. E 54

Fiche n° 33.736

X. Coalfields news : Rossington Main Colliery automated. *Nouvelles des charbonnages : Le Charbonnage de Rossington Main automatisé.* — *Colliery Guardian*, 1963, 17 janvier, p. 67/70.

Yorkshire - Au charbonnage de Rossington, on va essayer l'abatage automatique sur un front de taille de 180 m : au lieu de 16 à 20 hommes on n'occupera plus que 4 hommes et un chef, pour la surveillance et l'entretien : havage, chargement et soutènement seront mécanisés. La manœuvre de vannes opérera le placement et le déplacement des étançons attachés à l'engin de chargement au blindé, au moyen de vérins hydrauliques et au fur et à mesure de l'avancement de la haveuse. A la fin de chaque coupe, les vérins hydrauliques pousseront la haveuse en avant pour la course de retour. On ne compte pas devoir utiliser de tête chercheuse avec radio-isotope, grâce à la régularité de la couche.

Les statistiques des différentes divisions du N.C.B. pour le dernier trimestre de 1962 montrent, par rapport à ceux de la période correspondante de 1961 une production sensiblement supérieure (de l'ordre de 5 %) avec un nombre de salariés inférieur et un rendement amélioré.

IND. E 6

Fiche n° 33.776

W. ZIMMERMANN. Der Transport von Rohren, Langholz und Schienen auf der Schachtanlage Friedrich Heinrich. *Le transport de tuyaux, de longs bois et de rails au Puits Friedrich Heinrich.* — *Glückauf*, 1963, 13 février, p. 187/192, 15 fig.

Dans le cadre d'une augmentation de la rationalisation du transport de matériel par le puits n° 2, fortement chargé, on a utilisé, pour le transport des pièces de grande longueur, toute une série de har-

nais qui permettent d'assembler en pièces, en bottes ou en faisceaux. L'aspect et l'emploi de ces harnais sont illustrés par une série de figures. L'utilisation systématique de ceux-ci a permis d'abaisser de 60 % par rapport aux anciens moyens de routine qui consistaient à pendre ces pièces sous la cage. L'usage de ces harnais a permis également de décongestionner notablement le puits n° 2. Pour le transport de ces pièces dans les grandes galeries de niveau, on utilise des trucks à 2 bogies, l'écartement de ceux-ci est rendu variable par l'emploi de tringles télescopiques. L'article décrit l'évolution des expériences ainsi que les mesures prises pour l'accroissement de la sécurité lors du transport de matériel.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 10

Fiche n° 33.727

J.G. BROMILOW. Mine ventilation in 1984. *Aérage des mines en 1984.* — *The Mining Engineer*, 1963, janvier, p. 364/372.

Allocution présentée au meeting du Southern Counties Institutes of Mining Engineers à Londres le 14 décembre 1962. Revue des questions posées pour l'amélioration des conditions de travail au fond.

Grisou : Drainage des terrains par charges explosives ou injection d'eau. Réduction des sections de passage de l'air à front par amélioration des méthodes de défilage (soutènement marchant, etc.). Obligation d'augmenter la vitesse du courant d'air, les dépressions de l'aérage général et les normes admises pour la teneur en grisou.

Poussières : Infusion, pulvérisations d'eau, etc. sont insuffisantes. Il faut éliminer complètement la production de poussières. Filtration de l'air, couverture des engins de transport, etc.

Température : Généralisation du conditionnement de l'air.

Abatage : Transformation du longwall traçant en rabattant, avec voies de traçages précreusées.

Appareils de mesure : Généralisation des surveillants porteurs d'appareils de dosage de grisou instantanés et effectuant un contrôle continu des chantiers. Contrôle général de la ventilation par calculatrice analogique.

Personnel : l'exemple de certains pays montre que l'aérage doit être promu au titre de service indépendant dirigé par des ingénieurs spécialisés.

Bibliographie : 5 références.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. F 113

Fiche n° 33.740^I

J. TAYLOR. Air distribution in tunnels. *La répartition du courant d'air dans les galeries*. — *Colliery Guardian*, 1963, 17 janvier, p. 83/90, 9 fig.

Une campagne de recherches a été entreprise à Cardiff concernant la ventilation auxiliaire en galeries, problème jusqu'ici peu étudié scientifiquement. La réglementation anglaise se contente d'imposer 25 pieds cubes d'air par minute et par pied carré de section (environ 8 m³ par m²) et pour moins de 10 hommes. Le problème de la ventilation soufflante est complexe. On a renoncé à l'étudier sur place dans la mine et on a préféré l'aborder de deux façons : en galerie expérimentale, créée spécialement en vue d'essais, et en modèle réduit, au laboratoire. Dans la galerie expérimentale, on a reproduit la section et le mode de revêtement de la pratique, en ménageant les facilités d'observation désirables, y compris l'observation « derrière » le front de la galerie, grâce à un faux fond muni de fenêtres. Toutes les dispositions ont été prises pour munir la galerie des instruments de mesure nécessaires de vitesse et répartition du courant d'air dans les conditions variables. L'étude sur modèles réduits a été organisée de manière à proportionner toutes les données du problème et réaliser la « similitude dynamique » entre la réalité pratique et l'expérimentation avec modèle réduit. Le « nombre de Reynolds » $(\rho V L)/\mu$, quotient du produit de la densité du fluide, de la vitesse, de la longueur, par la viscosité absolue, constitue la caractéristique de référence essentielle. Le fluide utilisé dans le modèle transparent, est l'eau dans laquelle des particules solides ou de fines bulles gazeuses en suspension permettent d'observer les mouvements. Les recherches ont porté sur les sujets suivants : déterminer la façon dont les vitesses axiales de courant d'air diminuent avec la distance du point de sortie de la conduite soufflante, dispersion, influence de la distance du front de taille, de la position de la conduite ; effet obtenu en plaçant un cône d'expansion au point de sortie de la conduite.

IND. F 114

Fiche n° 33.780

O. de ROY. Die Lüfterkupplung durch Tonfrequenz - Multiplex - Fernsteuerung. *Le couplage de ventilateurs par télécommande, par utilisation du système multiplex et fréquence sonore (T.M.F.)* — *Glückauf*, 1963, 13 février, p. 201.

En raison de la configuration et des conditions spéciales des circuits d'aérage du fond du puits Friedrich Heinrich, la ventilation correcte et rationnelle des travaux souterrains exige à certains moments la marche isolée ou la marche en parallèle de deux gros ventilateurs placés à l'orifice de 2 puits distants de 9 km l'un de l'autre.

L'article décrit comment par l'utilisation du T.M.F. de la firme Brown-Bovery, il fut apporté une

solution élégante : 1) pour le démarrage temporisé d'un ventilateur par rapport à l'autre - 2) pour le couplage en parallèle de 2 ventilateurs - 3) pour la surveillance continue de la marche de ceux-ci.

IND. F 14

Fiche n° 33.740^{II}

J. TAYLOR. Air distribution in tunnels. *La répartition du courant d'air en galeries*. — *Colliery Guardian*, 1963, 14 février, p. 197/205, 6 fig.

Observations faites pour déterminer le mode de répartition du courant d'air soufflé par un canar vers l'extrémité de la galerie en cours de creusement. On a utilisé des traceurs gazeux, brouillards de chlorure d'ammonium et tétrachlorure de titane, et des mesures anémométriques rendant visibles les courants fluides. On a utilisé aussi des fils de soie suspendus. On a dressé des profils des vitesses décroissantes des filets d'air depuis l'orifice du canar jusqu'au front d'attaque, des courbes de débits d'air dans les mêmes limites. Autres sujets d'observation : effets de la variation d'écart entre les extrémités du canar et de la galerie ; de la position du canar dans la section ; du rapport entre les sections du canar et de la galerie. Le problème de l'évacuation des fumées de tir à l'explosif a été étudié particulièrement, le facteur temps intervenant en l'occurrence. Les observations ont fourni diverses conclusions intéressantes : l'allure et l'efficacité du flux d'air soufflé, dont il est possible de calculer la vitesse et le débit. La notion de « distance de projection » au-delà de laquelle l'air soufflé cesse de progresser et devient stagnant ou simplement animé de courants de convection fait l'objet de commentaires utiles. On insiste sur l'intérêt pratique de placer le conduit (canar) au toit, de lui donner un diamètre assez grand, de l'isoler au besoin pour éviter l'échauffement de l'air, de le faire déboucher assez près du front de travail (4,50 m maximum) et enfin de munir l'orifice du canar d'un cône d'expansion (divergent) qui régularise la décharge d'air et améliore le confort des ouvriers.

IND. F 441

Fiche n° 33.673

H. DRASCHE. Gesetzmässigkeiten der Aufnahme fester Teilchen in den menschlichen Atemapparat und deren Bestimmung unter Arbeitsplatzbedingungen. *Possibilités d'établir une loi d'absorption des particules solides dans l'appareil respiratoire humain et définition de celles-ci en fonction des conditions spécifiques du chantier*. — *Staub*, 1963, janvier, p. 16/20.

Des recherches effectuées simultanément avec différents types de filtres de masques respiratoires dans différents chantiers de travail, recherches effectuées en vue de déterminer les caractéristiques physiques des dépôts de poussières retenues par les filtres, ont fait constater que celles-ci suivent, pour l'appareil individuel comme pour les appareils collecteurs de poussières fonctionnant tant d'une façon continue que discontinue, une loi fondamentale caractérisée

par l'équation $x = ay^2 + by$. De plus, il a pu être établi que, pour des volumes d'air égaux provenant de la même atmosphère poussiéreuse, il existe des différences notables en poids et en composition granulométrique des produits captés, selon que l'appareil capteur fonctionne de façon continue ou discontinue.

IND. F 442

Fiche n° 33.687

R.W. SCHLIEPHAKE. Verfahren zur routinemässigen röntgenographischen Quarzbestimmung in Grubensstäuben des Steinkohlenbergbaus. *Procédé de routine pour la détermination du quartz dans les poussières de charbonnages par utilisation de Rayons X.* — *Glückauf*, 1963, 16 janvier, p. 79/83, 11 fig.

L'auteur passe successivement en revue : 1) Le principe des procédés de mesure basés sur l'utilisation des rayons X et en particulier pour la détermination du quartz - 2) Prélèvement des échantillons - traitement de la préparation - automatisation de la préparation - description des appareils - 3) Description du diffractomètre spécial pour la détermination du quartz, de l'appareil de dosage des rayons X et dispositif d'enregistrement sur bande des dispositifs de mesures d'absorption. Appareil automatique de mesure - 4) Processus opératoire de mesure - 5) Précision et champ d'application des mesures.

IND. F 63

Fiche n° 33.815

J.B. JAGGER, T.E. JAMES et J.C. SPROSON. A simplified graphical method for determining the flammability of mine fire gases. *Une méthode graphique simplifiée pour déterminer le degré d'inflammabilité des mélanges gazeux dans les mines.* — *The Mining Engineer*, 1963, février, p. 393/405, 6 fig.

Description d'une méthode graphique pour déterminer les limites d'inflammabilité de mélanges d'oxyde de carbone, méthane et hydrogène avec ou sans la présence de gaz inertes en excès. Pour plus de simplicité, on suppose que tout l'acide carbonique présent équivaut à une proportion égale d'azote en excès. La méthode présente les avantages de la rapidité et de la simplicité, précieuse pour une application d'urgence. Elle permet d'obtenir une estimation assez exacte des limites d'inflammabilité de mélanges gazeux en deux minutes à partir du moment où les résultats de l'analyse chimique quantitative sont connus. Il suffit de choisir le diagramme correspondant au pourcentage en CO renseigné par l'analyse : sur ce diagramme, on porte en abscisse le pourcentage total des gaz combustibles et en ordonnée le pourcentage d'oxygène. Du point obtenu par ces coordonnées, on trace par interpolation le triangle de Coward qui, basé sur les principes de Le Chatelier, donne les limites d'inflammabilité du mélange.

IND. F 65

Fiche n° 33.818

D.J. LLEWELLYN et R.A. EVANS. Steps taken to seal off and re-open a district after a fire. *Mesures prises pour isoler un district et pour l'ouvrir à nouveau.* — *The Mining Engineer*, 1963, février, p. 427/438, 5 fig.

Après une description générale du district, les auteurs relatent le début de l'incendie survenu à Wyndham, Division Sud Ouest du National Coal Board : après un tir dans une taille mécanisée, le grisou venant du remblai s'enflamme et on décide d'isoler le district : construction de barrages, analyses de gaz, avec prise d'échantillons au fond et au puits de retour ; discussions préalables à la réouverture du district ; drainage du grisou pratiqué largement. Ce drainage, utilisé avant l'incendie, en a probablement limité l'importance ; il a été arrêté à la construction des barrages. On a constaté que le pourcentage de grisou est alors monté à 40 % dans le district isolé, en deux semaines environ. Le drainage a été repris avant la réouverture jusqu'à ce que le pourcentage tombe à 15 % en 5 semaines et cela a permis aux opérations de réouverture de se terminer en 48 heures. L'organisation de la surveillance et du contrôle de l'évolution de composition du mélange gazeux dans la zone incendiée a été particulièrement soignée, les analyses par méthodes physiques ont été multipliées, et les résultats peuvent être considérés comme remarquables au point de vue de la sécurité et de la limitation des conséquences de l'incendie.

H. ENERGIE.

IND. H 11

Fiche n° 33.675

G. SCHMITT. Die Vorausberechnung des spezifischen Luftverbrauches einer Grube. *Le calcul préalable de la consommation spécifique d'air comprimé d'une mine.* — *Schlägel und Eisen*, 1963, janvier, p. 20/26, 4 fig.

Se basant sur une série d'investigations et de mesures effectuées dans plusieurs charbonnages modernes de la Sarre, l'auteur présente, sous forme de tableaux et de graphiques, la relation existant, dans certaines conditions déterminées, entre la consommation spécifique en air comprimé et les différents paramètres qui peuvent l'influencer, entre autres : 1) la valeur absolue de l'extraction brute - 2) le rapport extraction brute/extraction nette - 3) pente moyenne des couches - 4) importance du captage du grisou (en m³/t) - 5) importance de l'exhaure en m³/t - 6) développement et ampleur des travaux de premier établissement, d'infrastructure et de reconnaissance - 7) id. des travaux préparatoires - 8) degré de mécanisation - 9) degré d'électrification - 10) extension en surface du réseau d'air comprimé, diamètre moyen des tuyauteries, caractéristiques de

l'étanchéité du réseau - 11) régime du travail : nombre de jours prestés au cours du mois, nombre de jours fériés - 12) ampleur de la consommation au cours d'un jour férié - 13) existence ou non du remblayage pneumatique - 14) ampleur des engins utilisateurs qui fonctionnent d'une façon permanente (ventilation secondaire, etc.).

Pour un charbonnage nouveau à créer, les graphiques permettent de déterminer, en fonction de la structure prévue, les normes spécifiques à adopter pour les différents centres de consommation d'air comprimé tant Fond que Surface. A titre documentaire, il cite les caractéristiques relatives à un nouveau siège de la Sarre qui en travaillant 25 jours/mois réalisa une extraction de 125.000 t nettes/mois.

	Pendant les 25 jours de travail du mois	Total/mois de 25 jours ouvrés + 5 j. fériés
Pourcentage des pertes	37,4 %	40,7 %
Consommation spécifique air aspiré en m ³ /t	161	177,1
Consommation spécifique d'énergie électrique consacrée à la production d'air comprimé en kWh/t	1,62	1,68

IND. H 5343

Fiche n° 33.851

N. BOUTIER, C. GAGNIERE et P. FLINOIS. Protection du réseau de trolley de l'étage 475 du siège 19 du Groupe de Lens des Houillères du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, 1963, janvier, 14 p., 14 fig.

Dans les grands sièges résultant de la concentration (tel que le 19 du groupe de Lens), l'extension des réseaux de traction à courant continu (600 V) et l'accroissement de puissance des locos font que la protection contre les défauts peu nets de loin est malaisée, la discrimination avec les courants normaux momentanément élevés (à la rencontre de plusieurs locos) est difficile ou même impossible par les procédés traditionnels. C'est alors que les auteurs ont pensé à la technique du Cerchar pour les réseaux de distribution de courant alternatif. En principe elle superpose aux courants à fréquence industrielle un courant de contrôle à fréquence plus élevée (Moy Fréq) dont l'intensité est très faible dans les organes à impédance élevée pour cette fréquence, mais devient très intense dans le cas d'un défaut ordinaire à faible impédance. L'application aux réseaux de traction a présenté certaines difficultés, notamment par suite de la consommation élevée du courant lors du démarrage simultané de plusieurs locos sur un branchement, d'où intensité pouvant dépasser celle d'un défaut. L'article décrit la mise

au point réalisée en collaboration avec le Cerchar. Danger dans la mine des défauts impédants sur les lignes de trolley. Principe du fonctionnement du DCCT du groupe de Lens. Description des divers éléments du DCCT. Performances de celui-ci.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES

IND. I 43

Fiche n° 33.735

W.L. MORRIS. Heat-dryer ignitions - Prevention and control. *Inflammations dans les sécheurs à chaud - Prévention et contrôle.* — *Coal Age*, 1963, janvier, p. 88/90.

Des échauffements, incendies et explosions peuvent se produire dans les installations de séchage de charbon fin ou de schlamm dépendant des lavoirs à charbon et utilisant la chaleur ou la vapeur comme moyen de chauffage. L'article énonce les principes de construction de ces sécheurs. L'élimination des accumulations de poussières dans ces appareils est une mesure essentielle. Le contrôle de la température est également important. L'éloignement de l'installation des autres bâtiments est désirable.

L'article fournit les instructions de conduite des appareils, les directives pour l'installation de nouveaux sécheurs dans les meilleures conditions et une série de recommandations utiles à leur bonne marche.

IND. I 44

Fiche n° 33.783

G.H. MATHESON et J.M. MACKENZIE. Flocculation and thickening coalwashery refuse pulpe. *Floculation et épaississement d'eaux résiduaires de lavoirs à charbon.* — *Coal Age*, 1962, décembre, p. 94/100, 9 fig.

Etude théorique et expérimentale sur l'activité de différents floculants pour la clarification d'eaux schlammeuses et argileuses. La floculation des particules argileuses colloïdales est en accord avec la théorie de la stabilité des colloïdes lyophobiques proposée par Overbeek. L'adsorption de polyélectrolytes anioniques sur les particules d'argile chargées négativement est empêchée par répulsion électrostatique, mais devient possible après addition de cations métalliques (calcium). Les floculants cationiques agissent en l'absence d'ions calcium. La transposition des résultats de laboratoire au stade industriel est très délicate. Dans un épaississeur industriel, la pulpe alimentée se dilue dans l'eau clarifiée supérieure, ce qui favorise la croissance des flocons. Pour obtenir l'efficacité maximum des floculants, il faudrait conduire l'épaississeur de façon à maintenir un volume important d'eau claire pour assurer une dilution suffisante de l'alimentation.

IND. Q 110

Fiche n° 33.692

F. DOHMEN. Neuzeitliche Kostenstellengliederung für den Grubenbetrieb unter Tage im Steinkohlenbergbau. *Récente application dans les charbonnages d'une répartition par «endroits» des frais d'exploitation du fond.* — Glückauf, 1963, 30 janvier, p. 144/153, 2 fig.

L'auteur présente les éléments d'un nouveau plan comptable qui permet, en raison de sa structure de fournir à la direction et aux responsables, dès les premiers jours du mois, des prix de revient relatifs au mois à peine écoulé. Cette célérité dans la connaissance des résultats permet la mise en application de mesures correctives qui sont d'autant plus efficaces qu'elles sont prises plus tôt. Le plan comptable est basé sur l'imputation des dépenses par centres de coût, d'une part suivant la nature des opérations ou des phases élémentaires de l'exploitation, et d'autre part suivant la localisation topographique des centres de coût. Chaque compte d'imputation est caractérisé par un nombre de 3 chiffres : le 1^{er} chiffre indique la phase principale d'exploitation, le 2^{ème} l'opération élémentaire ou partielle d'exploitation, le 3^{ème} la localisation dans l'espace.

IND. Q 110

Fiche n° 33.714

W.G. GALBRAITH. Some aspects of financial control. *Quelques aspects du contrôle financier.* — The Mining Engineer, 1962, novembre, p. 116/123, 1 fig.

Contrôle des investissements à court et long terme et du prix de revient. Evocation du déficit cumulé fin 1961. Prévisions de dépenses annuelles pour égalisation des dépenses et des recettes. Description succincte des méthodes employées pour le contrôle des dépenses d'investissement et du bilan au niveau des Sièges d'extraction. Résumé de la discussion de la conférence, portant principalement sur les difficultés du contrôle de la rentabilité d'une exploitation et la réussite des réévaluations périodiques des Jonnées élémentaires.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. Q 1122

Fiche n° 33.852

X. Organisation du service général de la Fosse 10 de concentration du Groupe d'Oignies. — Publication du Bassin du Nord et du Pas-de-Calais, 1963, janvier, 13 p., 7 pl.

Avant la mise en service du puits 10 (janvier 1961), seul le puits 2 extrayait en berlines de 2700 litres ; 5 autres puits extrayaient un total de 12.240 berlines de 600 l (net : 4300 t) ; chaque puits avait un niveau d'accrochage différent. Outre le remplacement des petites berlines, il y avait 2 problèmes principaux : I : ramener toute la production à l'accrochage de 456 au puits 10. II : concentrer au puits 9 la majorité des services du personnel et du maté-

riel. Ces 2 points impliquaient de nouvelles dispositions concernant la traction, l'équipement dans les voies, la signalisation, les communications téléphoniques et l'organisation et contrôle du roulage grâce à la création du « Service Général de la fosse 10 ». Outre les 742 berlines de 2.700 litres de la fosse 2, il y a 1150 berlines de 3.000 litres sur le grand circuit, il dispose de 11 locos électriques et 6 Diesel de puissances diverses. Ces transformations ont tout d'abord entraîné une économie importante sur les frais d'entretien du parc des berlines, un chapitre analyse en outre les économies comparativement à l'ancienne organisation et les chiffres dans une récapitulation (en NF/an = 10 FB) 280.000 sur l'entretien des berlines - 198.000 sur l'extension de la locomotion à trolley - 420.000 sur la M.O. des services généraux - économie en tracteurs et berlines grâce à la signalisation : 300.000. Total : 1.198.000 NF/an.

IND. Q 1130

Fiche n° 33.726

E.H. SEALY. A statistical analysis of productivity movements in British coal mining. *Une analyse statistique de l'évolution du rendement dans les charbonnages britanniques.* — The Mining Engineer, 1963, janvier, p. 351/363, 5 fig.

L'auteur retrace l'histoire du rendement dans les charbonnages au cours d'un siècle d'évolution, et plus particulièrement depuis la nationalisation. Après la 2^{ème} guerre mondiale, de 1947 à 1951, le rendement s'est élevé ; de 1952 à 1957, la production à tout prix a stabilisé le rendement ; depuis 1958, il remonte vivement. On montre l'influence de l'époque et du lieu sur les valeurs du rendement et on compare avec les chiffres des autres pays. Les statistiques de ceux-ci ne sont pas toutefois tout à fait comparables et on indique les points à modifier pour permettre la comparaison absolue. Finalement, on analyse les principaux facteurs qui ont affecté le rendement en Grande-Bretagne pendant les deux dernières années : la montée est attribuable pour 40 % à la concentration, pour 25 % à la mécanisation et pour 12 % à la fermeture de puits marginaux. La concentration, avec réduction du personnel, doit être poursuivie pour maintenir la production avec un rendement encore amélioré. Cependant, depuis 1959, l'augmentation du rendement n'a pas été essentiellement la grande conséquence de la réduction du personnel. On note que, de 1958 à 1960, le rendement taille a bénéficié de différents progrès, mais qu'en dehors des tailles et à la surface, les améliorations n'ont commencé à se faire sentir qu'à partir de la seconde moitié de 1961. La cause en est que la récession a contré les effets de la concentration. La montée du rendement a été stoppée au début de 1961 par la réduction de 1/4 h de la durée du poste ; il s'est ensuite relevé et en septembre la montée s'est accentuée.

IND. Q 1131

Fiche n° 33.710

W.J. CHARLTON. Production and preparation of coal in relation to marketing problems in Northumberland. *Production et préparation du charbon en relation avec les problèmes de marché dans le Northumberland.* — *The Mining Engineer*, 1962, octobre, p. 34/46.

Le souci des débouchés pour l'industrie charbonnière et du maintien de ces débouchés par la qualité et le prix s'accorde pour le National Coal Board avec la rentabilité des investissements. Les bas prix de revient doivent résulter des progrès de la mécanisation et de la concentration des travaux. Les perfectionnements doivent être préparés par une étude de planification soignée. L'étude préparatoire doit porter non seulement sur le côté purement technique de la mécanisation, mais aussi sur le choix des procédés d'exploitation et de mécanisation les plus propres à fournir un produit qui soit attractif pour la clientèle. La préparation du charbon n'est pas réservée exclusivement à l'usine de triage-lavoir, elle commence au front de taille. Il importe d'établir une méthode de contrôle de la production par laquelle la qualité du charbon, répondant aux conditions du marché, ne s'écarte pas des normes fixées.

L'article concerne plus spécialement le bassin du Northumberland. Toutefois, les principes établis s'appliquent aussi aux autres bassins produisant des charbons gras pour chaudières de grande puissance.

IND. Q 1132

Fiche n° 33.723

A. JOHNSON et F. SINAR. The planning and construction of Parkside colliery. *Planning et réalisation des charbonnages de Parkside.* — *The Mining Engineer*, 1962, décembre, p. 252/267, 1 pl., 5 fig.

Description générale, détaillée et abondamment chiffrée du processus suivi pour aboutir à la mise en service d'un siège moderne (planning de base en 1954 ; commencement des travaux en 1957 ; prévisions du début d'extraction pour 1964, de pleine extraction pour 1966). Situation : West-Lancashire, dans le district urbain de Newton-le-Willows. Tonnage exploitable : 115 Mt ; extraction brute : 4.900 t/jour, nette : 4.000 t/jour, pouvant monter à 20.000 ; pendage 1/5. 2 puits de 7,30 m de diamètre ; niveaux : 1.347, 1.697, 2.157 et 2.507 pieds. L'exposé commence par la campagne de sondages, l'avant-projet en résultant, puis le projet, son agrément, etc. Progression des travaux. Fonçage du puits comparé avec la méthode suivie en Afrique du Sud. Surveillance de la progression des travaux suivant le planning, ainsi que des dépenses. Projets fond et jour (machines sur tours). Un tableau des caractéristiques des 7 veines reconnues. La discussion succédant à l'exposé porte surtout sur le fonçage des puits, la ventilation et l'extraction quotidienne maxima (par skips).

Bibliographie : 2 références.

(Résumé Cerchar, Paris).

IND. Q 1142

Fiche n° 33.689

H. BUSS et F. HERTRICH. Die Erschliessung des Feldes Nordlicht-West unter besonderer Berücksichtigung des Abteufens des Wetterschachtes Prosper 9 (Nordlicht). *La découverte de la concession Nordlicht-West sous l'aspect plus particulier du fonçage du puits de retour d'air Prosper 9 (Nordlicht).* — *Glückauf*, 1963, 30 janvier, p. 105/129, 43 fig.

Le gisement vierge Nordlicht-West se trouve géographiquement, comme un îlot, isolé de la concession Prosper de qui il dépend par une bande de terrain de 1,8 km de largeur, concédé à des sociétés étrangères. C'est au départ des installations du Puits Prosper III que la découverte du gisement Nordlicht-West fut entreprise. A cet effet à l'étage 636 m de ce puits, on creusa un nouveau Nord Couchant de 3.500 m de longueur en direction du nouveau puits, tandis que simultanément en partant de la surface, en bordure Sud Est de la nouvelle concession, on fonçait par la méthode de congélation des terrains (sur 100 m) le puits de retour d'air dénommé Prosper 9.

Des mesures sismiques et plusieurs sondages profonds préalables avaient apporté des renseignements précis relatifs à l'allure et à la tectonique du gisement houiller, à la position et la densité des couches, à l'épaisseur et à la nature des morts terrains. Pour l'exécution des forages de congélation, trois treuils électriques, à percussion rapide au trépan, furent utilisés. Les déviations hors de la verticale des trous de sonde furent insignifiantes à tel point qu'il ne fut pas nécessaire de forer de trous supplémentaires au nombre prévu. Les 100 m supérieurs du puits, en terrains congelés, furent équipés d'un cuvelage en acier coulé et du béton fut injecté à l'extrados de celui-ci. L'auteur expose les bases du calcul du cuvelage, ainsi que sa description et le mode opératoire de sa pose. A la suite du cuvelage, c'est-à-dire de la cote — 100 m à — 675,50 m, le puits, avec revêtement de maçonnerie, fut creusé au cuffat selon la méthode manuelle classique. Au niveau 675,50 m fut établi un accrochage. Le puits fut alors équipé d'un solivage constitué de poutrelles d'acier zinguées au feu, tandis que des pièces en karri constituaient le guidonnage. Signalons que les grosses venues d'eau, qui survinrent au cours du creusement du puits maçonné en dessous de la partie congelée, nécessitèrent des travaux d'injection de ciment qui aveuglèrent totalement les venues d'eau. Au 1/10/62, le puits 9 fut mis en service comme puits de retour d'air et de desserte.

IND. Q 117

Fiche n° 33.729

P.K. ROY. Some aspects of deep mining in India. Quelques aspects de l'exploitation souterraine en Inde. — *Journal of Leeds University, Mining Society*, 1962, n° 38, p. 49/56, 4 fig.

A la fin du deuxième plan quinquennal, la production du charbon en Inde atteignait 60 Mt et le

Bibliographie

C.E. SIMS : Electric furnace steelmaking. - Vol. I : Design, operation and practice - 1963 - 404 p., 16 x 23, 95 fig., relié toile, 70 sh. - Vol. II : Theory and fundamentals - 1963 - 471 p., 16 x 23, 189 fig., relié toile, 85 sh. - John Wiley and Sons, Londres-New York.

Un premier ouvrage dans ce genre : Physico-chimie des aciers par le comité de The Metallurgical Society of the American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, publié en 1945 et réédité en 1951 sous le titre Basic Open Hearth Steelmaking, a rencontré un tel succès que ceci incita le même comité à publier un ouvrage sur les fours électriques étant donné que cela rentrait dans la compétence de nombre de ses membres et que les aciers spéciaux prennent de plus en plus d'importance dans l'économie mondiale ; or les fours électriques sont particulièrement appropriés pour cet ouvrage. Un ouvrage sur le sujet était donc tout indiqué. La décision fut prise à Chicago lors du congrès sur la physico-chimie de la production des aciers présidé par le Dr. J. Elliott du Massachusetts Institute et un comité éditeur fut créé. Celui-ci se rendit bientôt compte que nombre de chapitres devaient être confiés à des spécialistes et fin 1955 la plupart des auteurs étaient recrutés. En principe l'ouvrage se divisait en 3 sections. La 1^{re} partie traiterait de l'équipement du four électrique et des matières premières, la 2^e partie concernerait les opérations pratiques et la métallurgie, la 3^e partie traiterait la théorie et discuterait les bases du procédé. Le comité directeur estima donc que chacune de ces parties devait être confiée à la responsabilité d'un membre distinct du comité. D.J. Girardy accepta la 1^{re}, R.W. Farley la 2^e, et D.C. Hilty la 3^e.

Au cours de la rédaction une coordination de l'ouvrage s'avéra nécessaire et c'est ainsi qu'en juillet 1959 C.E. Sims, après s'être retiré de plusieurs autres organismes, accepta la responsabilité d'éditeur de l'ouvrage. Les noms et les titres des 7 auteurs sont reproduits et des remerciements sont adressés à plusieurs institutions et groupes qui ont fourni de la documentation.

La décision de publier l'ouvrage en 2 volumes est due à plusieurs causes. En un seul volume, il eut été peu maniable et d'autre part les 2 premières parties correspondaient sensiblement au volume de la

3^e ; enfin certains lecteurs s'intéresseront aux détails techniques, d'autres à la théorie. Les chapitres 15, 16, 20 sont d'ailleurs reproduits sans changements dans la nouvelle édition de Basic Open Hearth Steelmaking.

W. JELLINGHAUS, Docteur en sciences naturelles de l'Institut Max Planck pour la recherche sidérurgique à Düsseldorf : **Beitrag zur Konstitution metallischer Stoffe durch Suszeptibilitätsmessung**. Contribution à la connaissance de la constitution des matières métalliques par des mesures de susceptibilité. 1963. 25 p., 8 fig., 3 tabl., cartonné 16 x 24 - 14 DM. - Westdeutscher Verlag, Köln und Opladen.

Lors de l'application des mesures magnétiques en étude des métaux à des substances paramagnétiques, on a souvent besoin de mesurer la susceptibilité à des températures au-dessus ou en dessous de la température ordinaire. C'est pourquoi l'auteur a construit une telle balance pourvue d'un petit four électrique pour températures jusque 1200° C et d'un dispositif à vide.

La mesure s'effectue par un procédé de compensation en mesurant le moment électrodynamique d'équilibre nécessaire. La grandeur mesurée est plus précisément la résistance au courant du circuit de compensation provenant du courant du champ électromagnétique. Des mesures absolues du moment de torsion et des mesures relatives avec des échantillons de comparaison ont conduit aux mêmes valeurs de susceptibilité à quelques pourcents près. En pratique, la méthode de comparaison utilise le Palladium comme étalon.

Comme application, des exemples sont traités dans cet ouvrage dans le domaine des matières forgeables, des matières solides à haute température, un exemple sur la réaction entre phases solides dans le domaine de la métallurgie des poudres et quelques mesures d'alliages fer-carbone.

On montre que la susceptibilité du fer γ augmente avec la teneur en carbone. D'autre part à 1000°, la susceptibilité de la cémentite est plus grande que celle de l'austénite mais plus petite que celle qu'on obtiendrait par extrapolation de la ferrite à 1000°.

F.T. SISCO et E. EPREMIAN : Columbium and tantalum. - Columbium et tantale. Mai 1963. 635 p., 16 x 23, 271 fig., relié toile, 210 sh. - John Wiley and Sons - Londres et New York.

A cause de leurs propriétés très attirantes et d'une accessibilité accrue, ces deux métaux voient d'année en année augmenter leur importance technologique et industrielle.

Le présent ouvrage couvre l'éventail de la technologie et des applications de ces métaux.

Comme la plupart des applications recourent à ces métaux sous forme d'alliage, les auteurs se sont surtout préoccupés sur leur comportement en tant qu'alliages et sur les propriétés de la plupart des alliages à base de tantale et de columbium. Des détails sont aussi donnés sur leur fabrication, leur soudure et leur usinage.

L'ouvrage répond aux demandes de références concernant la littérature sur le Columbium et le Tantale.

Bien que la plus grande attention ait été réservée aux sujets intéressant les métallurgistes, les ingénieurs et les chefs de service qui désirent profiter des propriétés de ces deux métaux trouveront des informations sur les matières premières et les méthodes d'extraction des métaux à partir de leurs minerais.

L. USONI : Installations de préparation des minerais en Italie, par L. Usoni, directeur du Conseil national de la Recherche, directeur du Centre d'étude pour la préparation des minerais. Délégué national du Congrès pour l'Italie. - Monographie rédigée à l'occasion du 6^e Congrès International de la Préparation des Minerais - Cannes : 26 mai au 2 juin 1963. Rome, avril 1963. 309 p., 24 x 39. Nombreuses figures.

Cette monographie descriptive de la plupart des installations de préparation des minerais fonctionnant actuellement en Italie a vu le jour à l'occasion du 6^e Congrès International de la Préparation des minerais qui a eu lieu à Cannes en mai 1963. Suivant la tradition, le Comité exécutif du Congrès de Cannes décida dès le début de son activité que non seulement en France mais aussi dans les pays où auraient lieu les visites d'installations, on préparerait des monographies ayant trait si possible à toutes les installations de ces pays et spécialement celles qui feraient l'objet des visites. C'est ainsi que l'Italie a été invitée à préparer le mémoire relatif aux installations des visites des Laboratoires et Instituts de l'Italie Septentrionale, de l'Italie Centrale et de la Sardaigne et d'une 3^e visite passant par l'Autriche et la Yougoslavie. C'est l'auteur délégué National du Congrès pour l'Italie qui s'est chargé de réaliser ce travail. Si les sujets abordés étaient considérés comme incomplets ou manquant d'uniformité par d'autres, l'auteur s'en excuse tout en espérant qu'il n'en sera pas moins accueilli avec intérêt par les techniciens et les spécialistes des problèmes

de la préparation des minerais. Les éléments descriptifs et graphiques ont été fournis par les différentes Sociétés minières italiennes et le travail a été réalisé grâce aux moyens financiers accordés par le Comitato per la Geografia, la Geologia et la Mineralogia du Consiglio Nazionale delle Ricerche.

Statistical Section of the Mineral Resources, Division of Overseas Geological Surveys, London. **Statistical Summary of the Mineral Industry. World production, Exports and Imports - 1956-1961** - Résumé statistique de l'industrie minière. Production mondiale, exportations et importations - 1956-1961. (London : Her Majesty's Stationery Office - 1963 - Prix : £1 sh 7 d - 408 p.

L'ouvrage comporte plus de 200 tableaux donnant les productions mondiales, exportation et importation de tous les minéraux importants au point de vue économique, pour chacune des années de 1956 à 1961. Il donne des informations détaillées par pays pour chacun des produits envisagés, les pays du Commonwealth britannique étant classés séparément du reste du monde.

La production des principaux minéraux métalliques est donnée en tenant compte de la teneur en métal ; dans le cas de l'aluminium, du cobalt, du cuivre, du plomb, de l'étain, du zinc, le tonnage de métal primaire est également donné.

Des tableaux sont relatifs au fer et à l'acier, les minéraux de fer, fontes, ferro-alliages, en lingots ou coulés.

Les minéraux non métalliques, repris dans l'ouvrage, comprennent : l'asbeste, le kaolin, les diamants, le graphite, le gypse, le mica, le sel marin et le soufre.

Les combustibles minéraux, pour lesquels sont données des statistiques détaillées, comprennent le charbon, le coke et les produits les plus importants provenant de la distillation du goudron, le pétrole brut, le gaz naturel, l'huile de schiste et les principaux produits de raffinerie. Les engrais comportent phosphate naturel, superphosphate, scories basiques, composés azotés et potasse.

Aucune autre publication statistique ne contient autant d'informations détaillées, relatives au commerce mondial des minéraux, minerais et métaux et de leurs principaux dérivés.

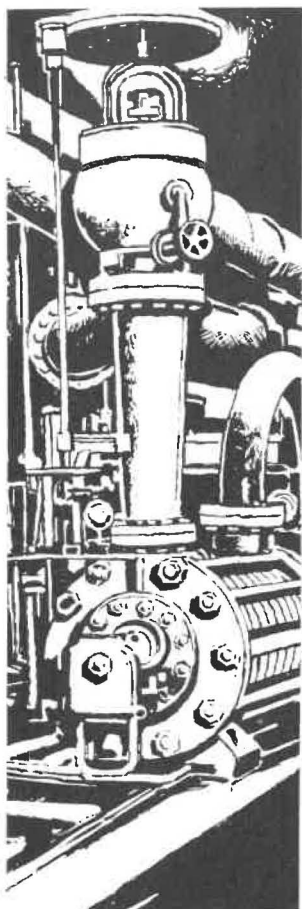
ANNALES DES MINES DE FRANCE

Juillet-août 1963.

Revue de la situation des combustibles minéraux et des principaux métaux et minerais en France métropolitaine et dans les territoires d'outre-mer en 1962.

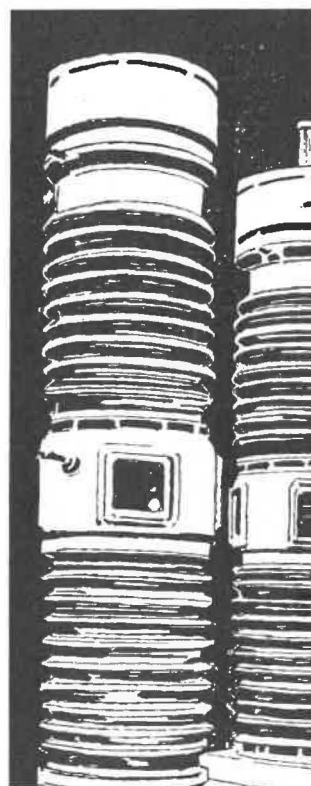
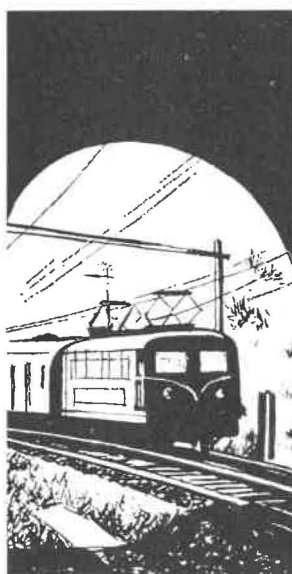
Panorama de l'industrie minière du Continent africain en 1962.

Éléments statistiques de 1962 :



ACEC

SIX USINES SPÉCIALISÉES



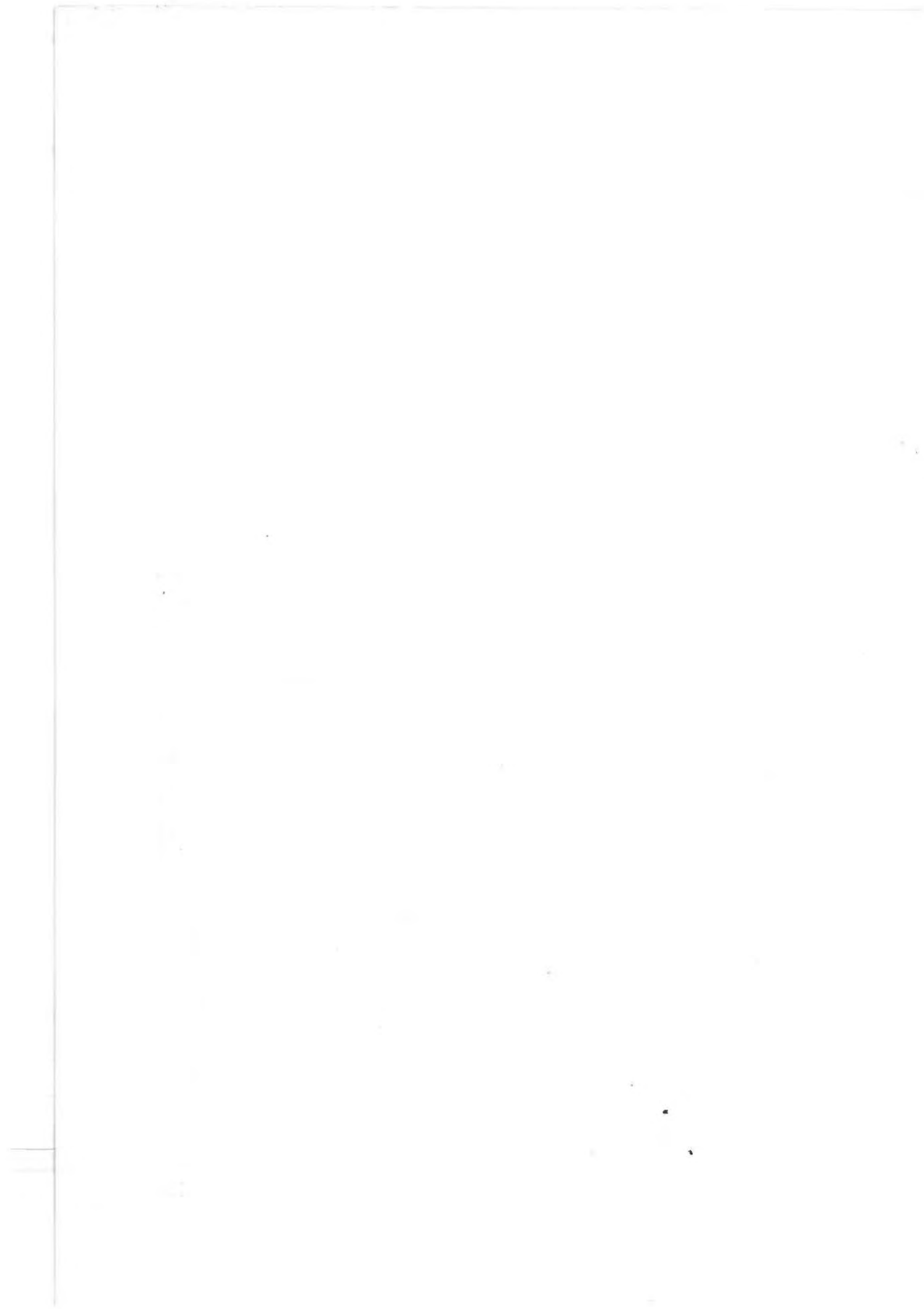
**Machines électriques
Appareillage électrique
à haute et basse tensions
Transformateurs
Équipement nucléaire
Télécommunications
Équipement
de signalisation
Moteurs Diesel
Turbines
Pompes centrifuges
Câblerie
Electronique industrielle
Chauffage électrique
Éclairage public et privé
Machines transfert**

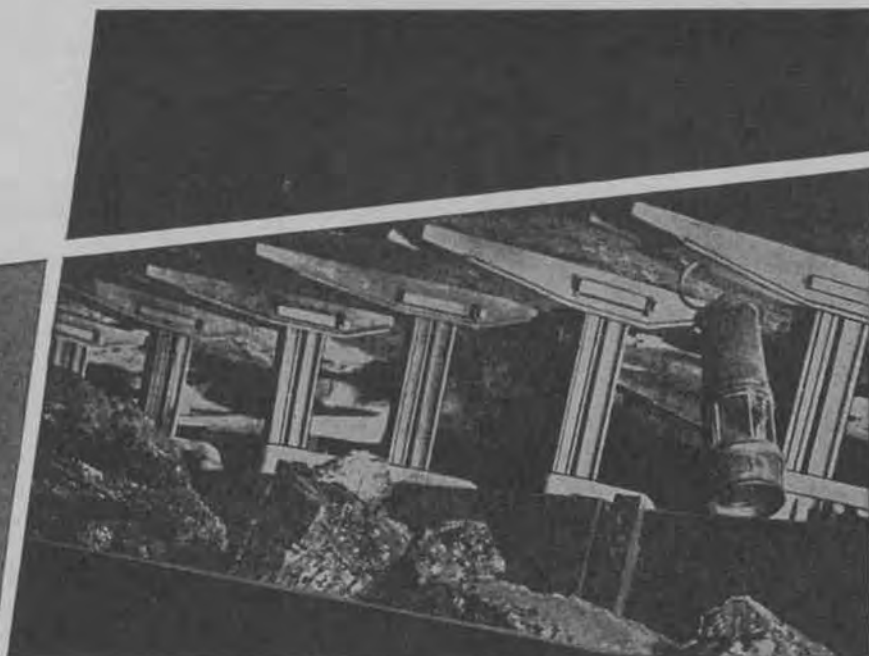
**du plus petit appareil ménager
au plus gros équipement industriel
le même souci de précision
le même souci de perfection**

Société Anonyme
ATELIERS DE CONSTRUCTIONS ÉLECTRIQUES DE CHARLEROI

Tel. : 36.20.20 - Telex 7-227 ACEC Charleroi
Télégr. VENTACEC Charleroi







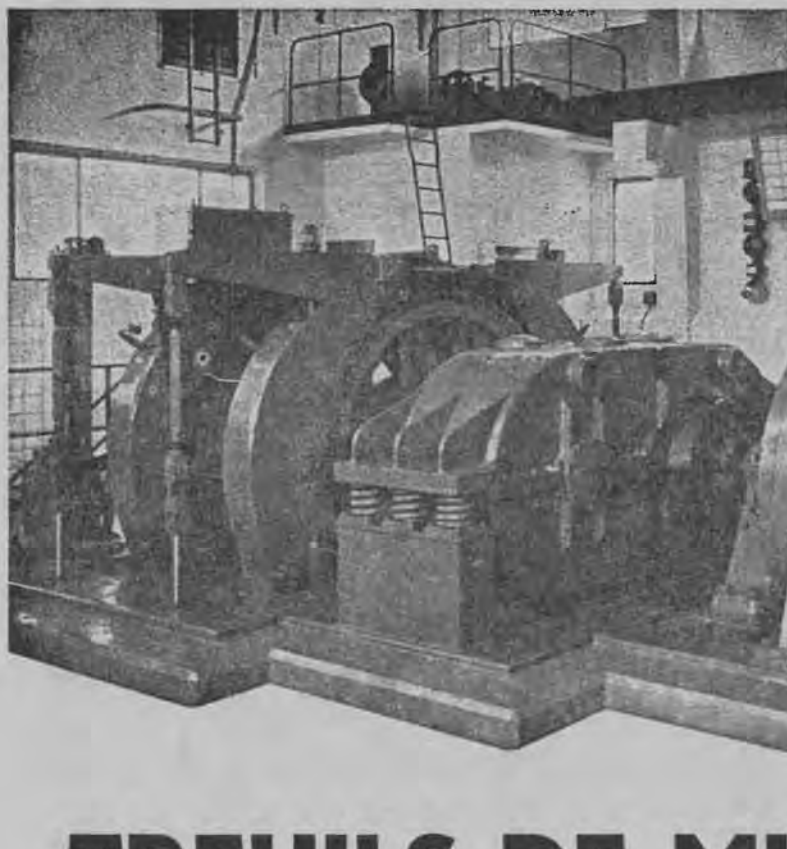
ETANCONS A QUATRE FACES DE SERRAGE
AVEC BELETTE ARTICULEE ATTACHEE,
équipant une taille
mécanisée de 70 cm d'ouverture et 30° de pente.

ETANCONS
A QUATRE FACES DE SERRAGE · AVEC
TETE UNIVERSELLE OU AVEC BELETTE
ARTICULEE ATTACHEE · ETANCONS
A LAMELLES · ETANCONS-PILES · ETANCONS
HYDRAULIQUES · BELES ARTICULEES ·
"VANWERSCH" ACCESSOIRES



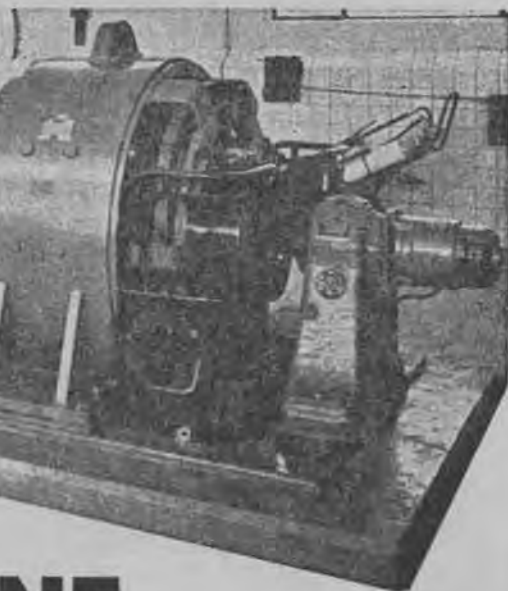
RHEINSTAHL WANHEIM GMBH
DUISBURG-WANHEIM

Représenté en Belgique par:
A. LAHOU S.P.R.L. - DIEST
Téléphone: 013-313.80



Machine d'extraction ASEA, système Léonard, à poulie Koepe, 4 câbles et 2 cages, en service aux Charbonnages de l'Espérance et Bonne Fortune, Siège Espérance à Montegnée-lez-Liège.

Puissance du moteur du treuil : 900 CV, vitesse d'extraction : 12 m/s, profondeur d'extraction : 700 m (ultérieurement 850 m), diamètre de la poulie Koepe : 1800 mm.



TREUILS DE MINE

multicâbles

A POULIE KOEPE

La tendance générale, dans les exploitations minières, d'accroître l'importance des installations et de descendre à des profondeurs de plus en plus grandes a nécessité une modification profonde de la conception des treuils de mine.

Dans ce domaine, la Société ASEA, a accompli un travail de pionnier et a été la première à introduire le système multicâbles p. ex. en Suède, en Finlande, en Belgique, en Grande-Bretagne, aux USA, au Canada, en Afrique du Sud et aux Philippines. Le succès obtenu sur le marché suédois par les treuils multicâbles à poulie Koepe et à commande automatique de construction ASEA a entraîné un développement analogue dans d'autres pays. Actuellement 123 treuils de mine de ce type ont été installés ou sont en construction. Ils sont commandés soit par moteur asynchrone soit par système Léonard. Les treuils les plus puissants sont prévus pour 6000 CV.

Avantages

Sécurité plus grande

Manœuvre plus simple

Usure réduite des câbles

Usure réduite des guides

Consommation réduite d'énergie

A-coups de courant réduits

Faible encombrement

Frais d'établissements réduits

ASEA
BRUXELLES 1