

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

NOVEMBRE 1955

Bimestriel — Tweemaandelijks

NOVEMBER 1955

# Annales des Mines

DE BELGIQUE



# Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

**DIRECTION - REDACTION :**

**INSTITUT NATIONAL DE  
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**DIRECTIE - REDACTIE :**

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR  
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

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

**EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES**

37-39, rue Borrens — BRUXELLES

## COMITE DE PATRONAGE

- MM. H. ANCIAUX, Inspecteur général honoraire des Mines, à Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S. A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
- L. CANIVET, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
- P. CELIS, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
- E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
- P. CULOT, Délégué à l'Administration des Charbonnages de la Brufina, à Hautrage.
- P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
- L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
- A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
- A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
- L. DENOEL, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- N. DESSARD, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Acières Belges, à Bruxelles.
- M. GUERIN, Inspecteur général honoraire des Mines, à Liège.
- A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.
- P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
- O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
- E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.
- E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.
- R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
- P. van der REST, Président du Groupement des Hauts Fourneaux et Acières Belges, à Bruxelles.
- J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.
- O. VERBOUWE, Directeur Général Honoraire des Mines, à Uccle.

## BESCHERMEND COMITE

- HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gerant van de N. V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
- L. CANIVET, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
- P. CELIS, Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
- E. CHAPEAUX, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
- P. CULOT, Afgevaardigde bij het Beheer van de Steenkolenmijnen van de Brufina, te Hautrage.
- P. DE GROOTE, Oud-Minister, Voorzitter van de Vrije Universiteit Brussel, te Ukkel.
- L. DEHASSE, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
- A. DELATTRE, Oud-Minister, te Paturages.
- A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
- L. DENOEL, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
- N. DESSARD, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
- P. FOURMARIER, Hoogleraar aan de Universiteit Luik, te Luik.
- L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et Acières Belges », te Brussel.
- M. GUERIN, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Luik.
- A. HALLEUX, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Brussel.
- P. MAMET, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
- A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
- O. SEUTIN, Ere Directeur-Gerant van de N. V. der Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
- E. SOUPART, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Tamines », te Tamines.
- E. STEIN, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Hasselt.
- R. TOUBEAU, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
- P. van der REST, Voorzitter van de « Groupement des Hauts-Fourneaux et Acières Belges », te Brussel.
- J. VAN OIRBEEK, Voorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken te Brussel.
- O. VERBOUWE, Ere Directeur Generaal der Mijnen, te Ukkel.

## COMITE DIRECTEUR

- MM. A. MEYERS, Directeur Général des Mines, à Bruxelles, Président.
- J. VENTER, Directeur de l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, Vice-Président.
- P. DELVILLE, Directeur Général de la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
- C. DEMEURE de LESPAL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
- H. FRESON, Directeur divisionnaire des Mines, à Bruxelles.
- P. GERARD, Directeur divisionnaire des Mines, à Hasselt.
- H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
- R. LEFEVRE, Directeur divisionnaire des Mines, à Jumet.
- P. RENDERS, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.
- A. VANDENHEUVEL, Inspecteur Général des Mines, à Bruxelles.

## BESTUURSCOMITE

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

# ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

N° 6 — Novembre 1955

Direction-Rédaction :  
**INSTITUT NATIONAL  
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

# ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 6 — November 1955

Directie-Redactie :  
**NATIONAAL INSTITUUT  
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

## Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes . . . . .	916
<b>INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE</b>	
<b>INICHAR.</b> — Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale, Paris 1955 — Abattage et chargement mécaniques . . . . .	921
<b>INICHAR.</b> — Journée des Applications de la Pétrologie à la Cokéfaction, Liège, mai 1955 . . . . .	947
<b>J. VENTER.</b> — Introduction . . . . .	948
<b>E. GRAND'RY.</b> — Quel intérêt pratique peut-on attacher à l'analyse pétrographique des houilles ? . . . . .	948
<b>R. NOEL.</b> — Quelques applications pratiques de la connaissance des éléments végétaux constitutifs des charbons . . . . .	952
<b>H. HOFFMANN.</b> — Progrès dans l'étude et le contrôle de la constitution physique du coke sidérurgique . . . . .	956
<b>K. ASAI et H. TANNO.</b> — Fabrication de coke métallurgique à partir de charbon bir- man par le procédé de carbonisation en deux temps du Coal Research Institute . . . . .	971
<b>M. T. MACKOWSKI.</b> — Possibilités d'utilisation dans le domaine pratique de l'étude microscopique de la houille et du coke. . . . .	981
<b>E. BURSTLEIN.</b> — Le charbon à coke. Pénurie ou abondance ? . . . . .	985
<b>Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille.</b>	
<b>A. ROCHE.</b> — Déblocage par convoyeurs et extraction par skips d'un siège produisant 12.000 t nettes/jour. . . . .	993
<b>NOTES DIVERSES</b>	
<b>R. LEFEVRE et G. JANSSENS.</b> — Les services généraux du fond dans l'exploitation des mines du Bassin de Charleroi-Namur. . . . .	1012
<b>G. MIGNION.</b> — Essais de calcul d'une barrière-béquille . . . . .	1020
<b>NATIONAL COAL BOARD et MINISTRY OF FUEL AND POWER.</b> — Machines d'extraction avec poulies à friction et câbles multiples. L'extraction automatique en Suède — Traduction par G. A. MOULAERT . . . . .	1027
<b>STATISTIQUES</b>	
<b>A. VAES.</b> — L'industrie minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1954 . . . . .	1046
<b>BIBLIOGRAPHIE</b>	
<b>INICHAR.</b> — Revue de la littérature technique . . . . .	1068
Divers . . . . .	1082

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIE  
**BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL**

**Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52**

BIMESTRIEL - Abonnement annuel : Belgique : 450 F - Etranger : 500 F  
TWEEMAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 450 F - Buitenland : 500 F

Périodes	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouverts (2)	PERSONNEL													Grisou capté et valorisé (6)	
					Nombre moyen d'ouvriers			Indices (3)				Rendement Kg		Présences % (4)		Mouvement de la main-d'œuvre (5)			
					à veine	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge	Etrangère		Totale
Borinage . . . . .	354.160	37.861	202.424	25,72	2.600	14.418	19.599	0,19	0,44	1,06	1,43	940	687	80,32	83,23	- 265	+ 199	- 66	1.407.869
Centre . . . . .	307.669	42.501	194.752	25,37	1.848	10.947	15.081	0,15	0,39	0,92	1,27	1.089	788	84,06	86,13	- 80	+ 148	+ 68	1.829.298
Charleroi . . . . .	597.559	58.988	329.521	25,45	4.285	21.040	29.377	0,18	0,37	0,91	1,29	1.096	773	83,85	86,20	- 194	+ 240	+ 46	2.071.727
Liège . . . . .	372.455	37.595	56.936	24,44	2.790	16.037	21.721	0,18	0,45	1,07	1,46	931	683	80,40	83,11	- 18	- 29	- 47	-
Campine . . . . .	837.421	76.278	76.569	25,88	4.030	22.632	30.956	0,12	0,23	0,70	0,97	1.421	1.027	85,65	88,04	- 147	- 67	- 214	-
Le Royaume . . . . .	2.469.264	253.223	860.202	25,40	15.472	85.083	116.754	0,16	0,36	0,89	1,23	1.126	812	83,07	85,58	- 704	+ 491	- 213	5.308.894
1955 Juillet . . . . .	1.876.496	216.082	1.031.228	19,86	14.768	81.279	112.997	0,16	0,36	0,90	1,28	1.113	782	82,47	85,17	- 891	+ 476	- 415	5.444.486
Juin . . . . .	2.595.467	258.723	1.232.710	25,70	16.155	86.532	119.379	0,16	0,36	0,87	1,21	1.154	829	82,49	85,07	- 1037	+ 2411	+ 1374	5.445.053
Mai . . . . .	2.410.283	263.426	1.293.547	23,76	16.360	86.173	119.432	0,16	0,36	0,87	1,21	1.156	825	82,62	85,20	- 319	+ 394	- 525	5.026.545
1954 Août . . . . .	2.328.071	248.651	4.068.879	24,70	16.033	84.823	118.816	0,17	0,38	0,91	1,30	1.093	772	83,00	85,82	- 239	- 1415	- 1654	4.188.914
Moyen. mens. . . . .	2.437.391	270.806	2.814.928(7)	24,05	17.245	90.735	125.763	0,17	0,38	0,91	1,28	1.099	784	83,53	85,91	- 63	- 528	- 591	4.350.908
1953 Moy. mens. . . . .	2.505.024	196.883	3.063.210(7)	24,27	18.357	95.484	131.954	0,18	0,40	0,94	1,32	1.060	758	78	81	+ 10	- 450	- 440	4.595.867
1952 Moy. mens. . . . .	2.532.030	199.149	1.678.220(7)	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	- 97	- 7	- 104	3.702.887
1951 » » . . . . .	2.470.933	216.116	214.280(7)	24,2	18.272	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,4	- 503	+ 1235	+ 732	2.334.178
1950 Moy. mens. . . . .	2.276.735	220.630	1.041.520(7)	23,44	18.543	94.240	135.851	0,19	-	0,99	1,44	1.014	696	78	81	- 418	- 514	- 932	-
1949 » » . . . . .	2.321.167	232.463	1.804.770(7)	23,82	19.890	103.290	146.622	0,20	-	1,08	1,55	926	645	79	83	-	-	-	-
1948 » » . . . . .	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	-	1,14	1,64	878	610	-	85,88	-	-	-	-
1938 » » . . . . .	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,2	18.739	91.945	131.241	0,18	-	0,92	1,33	1.085	753	-	-	-	-	-	-
1913 » » . . . . .	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,1	24.844	105.921	146.084	0,32	-	1,37	1,39	731	528	-	-	-	-	-	-
Sem. du 31-10 au 6-11-1955	518.696	-	601.742	5	-	89.127	121.390	-	-	0,88	1,21	1.141	828	79,82	82,34	-	-	+ 16	-

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

(2) A partir de 1954, il est compté en jours ouverts, les chiffres de cette colonne se rapportant aux périodes antérieures expriment toujours des jours d'extraction.

(3) Nombre de postes effectués, divisé par la production correspondante.

(4) A partir de 1954, ne concerne plus que les absences individuelles, motivées ou non, les chiffres des périodes antérieures gardent toujours une portée plus étendue.

(5) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois.

(6) En m8 à 8.500 cal., 0o C et 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

## BELGIQUE

## FOURNITURE DE CHARBON BELGE AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)

AOUT 1955

PERIODES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries,	Usines à gaz	Fabriques d'agglomérés	Centrales électriques	Sidérurgie	Constructions métalliques	Métaux non-ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1955 Août . . . . .	392.668	15.777	572.639	317	108.401	243.884	23.050	7.069	38.761	41.766	102.978	8.916	38.639	69.109	77.655	14.638	30.919	601.074	2.388.060
Juillet . . . . .	294.781	11.708	463.674	475	74.784	178.586	15.041	5.004	36.459	30.891	99.380	5.889	26.040	55.893	48.150	15.929	22.937	476.546	1.862.197
Juin . . . . .	379.687	16.794	587.252	1.272	102.853	256.879	22.418	8.308	43.584	33.721	92.741	9.106	36.563	67.920	65.933	19.351	29.901	624.564	2.398.847
Mai . . . . .	334.605	16.699	578.505	1.640	90.472	233.871	23.292	8.489	43.555	38.260	113.572	9.799	25.527	55.773	68.132	21.155	30.490	523.375	2.217.211
1954 Août . . . . .	395.378	16.164	443.227	1.400	96.778	200.400	21.702	8.704	39.828	41.840	114.148	11.144	46.673	63.311	55.487	14.589	27.706	509.525	2.107.004
Moy. mens. . . . .	415.609	14.360	485.878	1.733	109.037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465.071	2.189.610
1953 Moy. mens. . . . .	457.333	14.500	539.667	105.167	260.583	25.083	12.000	39.917	43.750	116.833	14.750	33.833	58.250	81.000	19.333	24.000	346.750	2.192.749	
1952 » » . . . . .	480.657	14.102	708.921	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669		
1951 » » . . . . .	573.174	12.603	665.427	322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125.210	22.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.093	2.319.813		

GENRE PERIODE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production			COKE (t)										Ouvriers occupés			
	Batteries	Fours	Reçu		Entourné		Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total	Débit							Stock en fin de mois †						
			Belge	Etranger						Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs		Exportations	Total				
Minières . . .	7	239	135.043	2.859	143.354	—	90.237	20.808	111.045	1.300	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	27.771	877
Sidérurgiques . . .	25	956	369.865	87.016	472.833	—	301.570	63.644	365.214	1.760	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	51.240	2.209
Autres . . . . .	11	287	51.604	71.635	122.321	63	69.393	24.258	93.646	6.883	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	31.899	1.150
Le Royaume . . .	43	1.482	556.512	161.510	738.508	63	461.200	108.705	569.905	9.943	3.115	9.059	1.798	410.292	2.821	217	1.913	43.715	91.386	561.201	110.910	4.236	
1955 Juillet . . .	43	1.482	488.299	166.887	717.349	63	449.794	105.926	555.720	9.190	2.312	6.408	2.499	400.889	3.325	1.229	2.223	36.839	78.748	532.155	115.264	4.347	
Juin . . . . .	43	1.478	584.103	141.716	666.531	45	435.405	104.103	539.508	10.740	2.514	6.036	4.032	349.657	3.529	1.298	161	46.764	51.627	508.104	103.201	4.334	
Mai . . . . .	42	1.464	586.884	184.867	725.695	82	456.797	101.266	558.063	10.550	2.245	5.700	2.892	410.167	2.915	483	659	45.591	54.718	523.125	85.051	4.309	
1954 Août . . . .	42	1.440	439.669	239.860	679.575	278	415.800	109.807	525.607	14.112	1.889	8.272	1.779	370.663	2.880	5	2.891	39.353	73.779	499.622	163.464 <sup>(2)</sup>	4.772	
Moy. mens. (1) . .	42 <sup>(3)</sup>	1.444 <sup>(3)</sup>	484.837	183.406	664.632	515	405.081	107.154	512.235	17.505	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146 <sup>(2)</sup>	4.270	
1953 Moy. mens. . .	41 <sup>(3)</sup>	1.432 <sup>(3)</sup>	544.257	101.536	645.793	1.793 <sup>(4)</sup>	385.811	109.640	495.451	18.521	2.984	11.083	3.334	339.750	1.750	250	1.584	44.083	68.333	470.167	201.013 <sup>(2)</sup>	3.930	
1952 » » . . . .	42 <sup>(3)</sup>	1.471 <sup>(3)</sup>	596.891	98.474	695.365	7.624 <sup>(4)</sup>	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.266	4.127	368.336	1.039	279	1.353	48.331	80.250	515.980	100.825 <sup>(2)</sup>	4.284	
1951 » » . . . .	40 <sup>(3)</sup>	1.442 <sup>(3)</sup>	459.724	201.122	660.846	14.297 <sup>(4)</sup>	399.624	109.409	508.033	18.998	3.498	16.295	2.968	364.833	1.299	301	1.904	55.969	40.684	484.253	67.270 <sup>(2)</sup>	4.147	
1950 » » . . . .	42 <sup>(3)</sup>	1.497 <sup>(3)</sup>	481.685	26.861	508.546	14.879 <sup>(4)</sup>	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169	
1949 » » . . . .	44 <sup>(3)</sup>	1.532 <sup>(3)</sup>	487.757	66.436	554.193	11.025 <sup>(4)</sup>	315.740	103.825	419.565	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.635	
1948 » » . . . .	47 <sup>(3)</sup>	1.510 <sup>(3)</sup>	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463	
1948 » » . . . .	56 <sup>(3)</sup>	1.669 <sup>(3)</sup>	399.063	158.763	557.826	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » » . . . .	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre. (3) Pendant tout ou partie de l'année. (4) en hl.

GENRE PERIODE	GAZ (en 1.000 m3) (1)						SOUS-PRODUITS (t)					Production (t)				Matières premières t		Stock (fin de mois) †	Ouvriers occupés				
	Production	Consommation propre	Débit				Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères	Boulets	Briques	Totale	Consommation propre †	Livraisons au personnel †	Charbon			Brai	Ventes et cessions †		
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries	Distributions publiques																	
Minières . . .	47.961	22.631	25.845	—	404	14.063	—	3.768	1.342	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sidérurgiques . . .	158.474	77.276	36.867	56.255	3.836	35.979	—	11.677	4.542	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Autres . . . . .	44.325	22.075	15.009	—	1.925	12.808	—	3.175	1.654	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	250.760	121.982	77.721	56.255	6.165	62.850	—	18.620	6.938	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1955 Juillet (2) . .	245.345	122.354	77.907	49.146	5.285	62.311	—	18.290	8.109	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Juin (2) . . . . .	240.212	115.907	72.553	52.581	8.364	64.198	—	18.290	6.495	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Mai (2) . . . . .	247.040	147.609	77.414	54.544	5.356	66.516	—	18.657	6.579	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1954 Août . . . . .	236.081	129.840	62.459	58.232	5.442	66.190	—	16.804	6.885	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Moy. mens. (1) . .	235.028	133.854	69.580	46.279	5.517	68.791	—	16.686	6.203	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1953 Moy. m. (4) . .	212.801	110.781	63.220	43.659	5.310	62.585	2.109	16.011	5.070	4.020	1.053	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1952 Moy. mens. . .	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1951 Moy. mens. . .	232.666	138.476	68.912	42.906	4.967	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	605	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 Moy. mens. . .	193.619	126.601	(3)	(3)	(3)	(3)	1.844	13.909	4.764	3.066	632	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1949 Moy. mens. . .	185.659	140.644	(3)	(3)	(3)	(3)	1.614	15.129	5.208	3.225	1.322	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1948 Moy. mens. . .	105.334 <sup>(4)</sup>	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	16.053	5.624	4.978	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1938 Moy. mens. . .	75.334 <sup>(4)</sup>	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	—	14.172	5.186	4.636	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Minières . . .	69.636	44.029	113.605	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Indépendantes . . .	1.454	519	1.973	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	71.090	44.548	115.638	3.241	8.075	108.466	8.820	104.186	9.748	538	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1955 Juillet (1) . .	50.776	29.694	80.470	2.475	6.203	75.044	6.268	71.798	9.612	542	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Juin (1) . . . . .	71.479	37.831	109.310	3.610	7.501	102.945	8.359	97.081	9.618	519	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Mai (1) . . . . .	65.353	31.663	97.016	3.620	8.011	90.759	7.737	83.945	8.500	538	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1954 Août (1) . . .	59.509	42.002	101.511	3.878	8.116	96.897	7.737	90.540	25.435	505	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Moy. mens. (1) . .	75.035	39.829	114.864	4.521	10.520	119.405	8.868	99.945	11.737 <sup>(2)</sup>	578	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1953 Moy.mens. . .	70.839	40.213	111.052	4.453	9.748	104.410	9.051	112.289	12.243 <sup>(2)</sup>	558	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1952 Moy. mens. . .	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580 <sup>(2)</sup>	638	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1951 Moy.mens. . .	86.396	64.475	150.844	1.608	95	138.946	12.915	150.535	4.900 <sup>(2)</sup>	732	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1950 Moy.mens. . .	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	532	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1949 » » . . . . .	20.574	44.702	65.276	—	—	60.240	5.558	63.697	—	462	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1948 » » . . . . .	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1938 » » . . . . .	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—															

PERIODE	Quantités reçues m <sup>3</sup>			Consomat. totale (m <sup>3</sup> ) y compris les exportations	Stock (m <sup>3</sup> ) à la fin du mois	Quantités reçues +			Consommation totale +	Stock à la fin du mois +	Exportations +
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1955 Août . . .	92.477	31.125	123.602	87.231	393.867	5.673	—	5.673	8.820	36.773	99,5
Juillet . . .	74.069	16.269	90.338	71.369	348.539	1.822	—	1.822	6.268	39.920	911
Juin . . .	84.593	9.831	94.424	91.025	319.207	5.371	—	5.371	8.359	44.366	749
Mai . . .	70.908	12.562	83.470	82.897	307.884	5.261	727	5.988	7.737	47.354	906
1954 Août . . .	78.973	386	79.359	82.799	581.000	2.789	1.670	4.459	7.973	33.073	126
Moy. mens. . .	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456(1)	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023(1)	2.468
1953 Moy. mens. . .	66.994	1.793	68.787	91.430	703.050(1)	4.156	3.839	7.995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 » »	64.936	30.131	95.067	93.312	643.662(1)	6.394	5.394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 » »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 » »	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1)	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

(1) Stock fin décembre.

## BELGIQUE

## METAUX NON FERREUX ET ALLIAGES

AOÛT 1955

PERIODE	Produits bruts (1 <sup>re</sup> et 2 <sup>e</sup> fusions)							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre +	Zinc +	Plomb +	Etain +	Aluminium +	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. +	Total +	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux +		Argent, or, platine, etc. kg
1955 Août . . .	12.779	17.413	6.929	829	197	326	38.473	23.780	15.990	1.485	15.612
Juillet . . .	13.139	17.746	6.459	735	211	300	38.590	24.214	11.964	1.202	15.513
Juin . . .	13.888	17.996	5.669	819	219	314	38.905	23.441	17.130	1.859	15.551
Mai . . .	12.540	18.398	6.026	843	208	352	38.367	22.576	15.082	1.568	15.547
1954 Août . . .	12.712	18.152	5.928	911	127	338	38.168	23.746	13.951	1.738	15.364
Moy. mens. . .	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.017	24.331	14.552	1.850	15.827
1953 Moy. mens. . .	12.528	16.119	6.363	821	125	390	36.346	24.384	12.833	1.638	14.986
1952 Moy. mens. . .	12.035	15.956	6.757	850		557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1951 Moy. mens. . .	11.541	16.691	6.232	844		597	35.905	22.750	16.675	2.183	16.647
1950 Moy. mens. . .	11.440	15.057	5.209	808		588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.033

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

(1) Chiffres provisoires.

## BELGIQUE

## SIDERIE

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis (1)		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relameurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zores (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
1955 Août . . .	50	434.174	480.746 <sup>(4)</sup>	4.731	58.103	31.664	139.950	22.036	4.332	39.076
Juillet . . .	51	434.400	455.181 <sup>(4)</sup>	3.763	52.568	31.701	111.980	19.604	2.980	29.763
Juin . . .	51	440.401	497.383 <sup>(4)</sup>	6.272	58.943	38.426	145.401	15.669	8.604	40.704
Mai . . .	51	448.885	470.579 <sup>(4)</sup>	5.713	59.974	24.526	132.488	20.902	7.186	36.592
1954 Août . . .	44	396.832	411.381 <sup>(4)</sup>	4.866	60.451	18.103	111.708	18.893	4.176	31.078
Moy. mens. . .	47 <sup>(5)</sup>	384.907	410.591 <sup>(4)</sup>	4.924	48.798	24.844	115.884	15.990	4.685	36.519
1953 Moy. mens. . .	50 <sup>(5)</sup>	350.819	374.720 <sup>(6)</sup>	2.824	92.175		99.965	16.203	8.291	34.414
1952 Moy. mens. . .	50 <sup>(5)</sup>	399.133	422.281 <sup>(6)</sup>	2.772	97.171		116.535	19.939	7.312	37.030
1951 Moy. mens. . .	49 <sup>(5)</sup>	405.676	421.134 <sup>(6)</sup>	4.092	99.682		111.691	19.483	7.543 <sup>(7)</sup>	40.494
1950 » »	48 <sup>(5)</sup>	307.898	311.034	3.584	70.503		91.952	14.410	10.668	36.008
1949 » »	48 <sup>(5)</sup>	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277
1948 » »	51 <sup>(9)</sup>	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50 <sup>(9)</sup>	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010	9.337	10.603
1913 »	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.488	11.852

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Chiffres provisoires. (3) Chiffres rectifiés. (4) Dont acier moulé avant ébarbage : 9.178 t en août 1955 ; 7.054 t en juillet 1955 ; 10.114 t en juin 1955 ; 8.854 t en mai 1955 ; 6.145 t en août 1954 ; 7.105 t moyenne mensuelle 1954. (5) Pendant tout ou partie de l'année. (6) Dont acier moulé : 5.305 t moyenne mensuelle 1953 ; 5.575 t moyenne mensuelle 1952 ; 5.339 t moyenne mensuelle 1951. (7) Pour 1951 les traverses ne figurent pas à cette rubrique, mais à la rubrique « Divers ». (8) Non compris l'acier moulé. (9) Hauts fourneaux en ordre de marche ; le nombre fictif de hauts fourneaux qui, travaillant sans interruption, auraient donné la production de l'année, est : pour 1948 : 42,93 et pour 1938 : 35,31. (10) Au 31 décembre 1954.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Coques t	Agglomérés t	Lignite t	Destination	Charbons t	Coques t	Agglomérés t
Allemagne Occid.	88.512	10.248 <sup>(1)</sup>	2.040	7.420	Allemagne Occident.	64.385	1.848	—
Espagne . . . . .	3.574	—	—	—	Argentine . . . . .	5.925	—	—
Etats-Unis d'Amérique	77.295	—	—	—	Autriche . . . . .	—	256	240
France . . . . .	82.568	271	6	—	Congo belge . . . . .	590	120	—
Pays-Bas . . . . .	25.925	6.987 <sup>(2)</sup>	2.190	89	Danemark . . . . .	—	29.949	—
Royaume-Uni . . . . .	50.291	1.931	—	—	Finlande . . . . .	—	5.306	1.270
U.R.S.S. . . . .	11.122	—	—	—	France . . . . .	101.817	28.399	19.019
					Hongrie . . . . .	—	6.441	—
Ensemble Août 1955 .	339.287	19.437	4.236	7.809	Italie . . . . .	240	—	—
1955 Juillet . . . . .	317.433	15.422 <sup>(3)</sup>	3.887	7.929	Luxembourg . . . . .	4.121	5.055	780
Juin . . . . .	296.328	24.211 <sup>(4)</sup>	3.921	10.562	Norvège . . . . .	2.036	3.029	—
Mai . . . . .	298.831	19.500 <sup>(5)</sup>	3.787	8.524	Pays-Bas . . . . .	262.542	5.311	5.564
1954 Août . . . . .	375.807	13.364 <sup>(6)</sup>	3.204	7.482	Royaume-Uni . . . . .	138.540	—	—
Moyenne mensuelle .	310.388	9.251 <sup>(7)</sup>	3.331	7.410	Suisse . . . . .	36.630	5.101	440
					Autres pays . . . . .	5.925	571	—
Répartition :					Ensemble Août 1955 .	616.826	61.386	27.313
1) Secteur domestique	86.654	4.338	4.236	6.970	1955 Juillet . . . . .	488.915	79.108	23.892
2) Secteur industriel .	223.129	15.143	—	839	Juin . . . . .	636.214	51.627	36.211
Réexportations . . . .	15.752	—	—	—	Mai . . . . .	528.625	54.718	32.051
Mouvement des stocks	+13.752	— 41	—	—	1954 Août . . . . .	519.086	73.779	22.746
					Moyenne mensuelle .	473.406	74.018 <sup>(1)</sup>	27.121

- (1) Dont 5.497 t coke de gaz. (2) Dont 2.763 t coke de gaz. (1) Dont 26 t coke de four importé.  
(3) Dont 6.264 t coke de gaz. (4) Dont 12.212 t coke de gaz.  
(5) Dont 9.812 t coke de gaz. (6) Dont 2.926 t coke de gaz.  
(7) Dont 2.307 t coke de gaz.

## URGIE

AOUT 1955

TION (T)									Ouvriers occupés
finis									
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés	
35.757	8.350	2.316	51.711	22.630	25.059	3.123	354.340	3.264	52.119
38.465	5.752	2.020	35.072	17.700	19.160	1.841	287.337	2.370	51.596
45.917	10.473	2.628	49.592	20.129	25.763	3.082	367.962	3.242	51.639
40.977	8.545	2.752	48.217	21.721	23.919	2.219	345.548	3.287	51.691
35.341	8.945	2.214	31.416	20.290	25.147	2.867	292.075	4.694	45.866
37.563	8.189	2.084	35.818	17.930	25.287	1.972	301.970	3.655	50.424 <sup>(10)</sup>
43.418	8.451	3.531	32.180	9.207	20.683	3.767	280.109	1.647	42.820
39.357	7.071	3.337	37.482	11.943	26.652	5.771	312.429	2.959	43.263
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques						
36.489	5.890	2.628	42.520	15.313	32.476	8.650	323.207	3.570	43.640
24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20.949	2.878	243.859	1.981	36.415
30.714	5.831	3.184	23.419	9.154	23.096	3.526	247.347	—	40.506
			Tôles fines	Tôles galva- nisées	Feuillards et tubes en acier				
Grosses tôles	Tôles moyennes		18.194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
28.780	12.140	2.818	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
16.460	9.084	2.064							
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

PRODUCTION					PRODUCTION						
Unités	Juillet 1955 (a)	Juin 1955 (b)	Juillet 1954	Moyenne mensuelle 1954	Unités	Juillet 1955 (a)	Juin 1955 (b)	Juillet 1954	Moyenne mensuelle 1954		
<b>PORPHYRE :</b>					<b>PRODUITS DE DRAGE :</b>						
Moellons . . . . .	t	247	52	385	305	GAGE : Gravier	t	161.468	169.995	101.815	90.986
Concassés . . . . .	t	284.985	322.395	286.307	244.925	Sable . . . . .	t	18.568	21.009	33.704	15.686
Pavés et mosaïques.	t	2.688	3.764	3.114	3.452	CALCAIRES :	t	155.664	135.751	165.776	145.645
<b>PETIT-GRANIT :</b>					<b>CHAUX :</b>						
Extrait . . . . .	m <sup>3</sup>	9.773	12.607	9.703	12.269	PHOSPHATES . . . . .	t	137.485	160.919	123.583	130.167
Scié . . . . .	m <sup>3</sup>	4.772	6.621	4.810	5.808	CARBONATES NATUR.	t	785	940	942	2.190
Façonné . . . . .	m <sup>3</sup>	1.143	1.718	1.143	1.350	(Craie, marne, tuffeau)	t	21.976	27.658	20.306	21.463
Sous-produits . . . . .	m <sup>3</sup>	13.557	16.984	8.667	10.203	CARBON. DE CHAUX	t	—	2.918	3.473	3.503
<b>MARBRES :</b>					<b>PRECIPITES</b>						
Blocs équarris . . . . .	m <sup>3</sup>	317	551	392	414	CHAUX HYDRAULIQUE	t	1.433	1.511	1.226	1.144
Tranches ramenées à 20 mm . . . . .	m <sup>2</sup>	31.716	47.613	35.706	42.363	ARTIFICIELLE	t	30.494	33.004	22.357	15.242
Moellons et concassés	t	863	1.300	614	948	DOLOMIE : Crue	t	19.059	20.481	17.093	17.556
Bimbeloterie . . . . .	Kg	50.240	54.264	37.245	34.219	Frittée . . . . .	t	3.072	3.201	2.824	2.984
<b>GRES :</b>					<b>AGGLOM. PLATRE</b>						
Moellons bruts . . . . .	t	8.552	10.877	7.468	7.942		m <sup>2</sup>	90.641	123.839	106.787	101.504
Concassés . . . . .	t	75.090	92.425	79.201	72.947			4 <sup>e</sup> trim. 1954	3 <sup>e</sup> trim. 1954	4 <sup>e</sup> trim. 1953	Moy mens. 1954
Pavés et mosaïques.	t	1.366	1.740	1.083	1.456	SILEX : Broyé . . . . .	t	3.352	3.171	2.993	1.006
Divers taillés . . . . .	t	4.036	4.927	4.427	4.224	Pavés. . . . .	t	916	944	515	255
<b>SABLE :</b>					<b>FELDSPATH &amp; GALETS</b>						
pour métallurgie . . . . .	t	40.394	56.798	40.200	45.995	QUARTZ	t	66	54	153	42
pour verrerie . . . . .	t	52.493	66.038	63.506	55.373	et QUARTZITES	t	33.287	41.423	50.071	10.724
pour construction . . . . .	t	126.750	147.608	123.094	109.782	ARGILES :	t	89.328	102.809	108.992	32.462
Divers . . . . .	t	46.587	65.246	46.633	41.409			Juillet 1955(a)	Juin 1955(b)	Juillet 1954	Moy mens. 1954
<b>ARDOISE :</b>					<b>Ouvriers occupés .</b>						
pour toitures . . . . .	t	807	884	784	905			12.876	12.923	14.137	14.635
Schiste ardoisier . . . . .	t	107	141	70	93						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	2.880	2.685	3.636	4.420						

(a) Chiffres provisoires. (b) Chiffres rectifiés.

## COMBUSTIBLES SOLIDES

## PAYS DE LA CEEA ET GRANDE-BRETAGNE

JUILLET 1955

PAYS	Houille produite (1000 t)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Coke de four produit 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
<b>Allemagne</b>												
1955 Juillet . . . . .	10.903	326,7	480,8	1.553	1.167	26	20,64	19,58	3.483	536	506	152
1954 Moy. mens. . . . .	10.670	331,4	—	1.492	—	—	—	—	2.910	503	654 <sup>(1)</sup>	1984 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	11.202	328,1	481,3	1.518	1.142	27	19,24	18,38	2.906	407	2.208	3240
<b>Belgique</b>												
1955 Juillet . . . . .	1.876	108,4	144,8	1.113	782	19,86	17,53	14,83	556,7	80,5	1.031	115
1954 Moy. mens. . . . .	2.437	111,6	150	1.099	784	24,05	16,47	14,09	512,2	114,9	2.815 <sup>(1)</sup>	127,1 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	2.069	110	148,2	1.090	763	20,86	16,12	13,5	507	86	4.095	153
<b>France</b>												
1955 Juillet . . . . .	4.290	143,8	208,7	1.594	1.049	23,87	26,37	20,45 <sup>(2)</sup>	846	406,5	7.872	283,5
1954 Moy. mens. . . . .	4.534	151,5	219,7	1.504	990	23,81	21,78	16,75 <sup>(2)</sup>	768	561	7.838 <sup>(1)</sup>	375 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	4.283	150,9	219	1.495	986	22,98	27,90	22,05 <sup>(2)</sup>	722	489	7.244	427
<b>Sarre</b>												
1955 Juillet . . . . .	1.453	37,1	56,1	1.774	1.146	25,95	16,93	13,07 <sup>(2)</sup>	336	—	166	19
1954 Moy. mens. . . . .	1.402	37,7	57,3	1.744	1.119	24,35	17,13	12,63 <sup>(2)</sup>	306	—	821 <sup>(1)</sup>	19 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	1.394	37,5	56,8	1.734	1.123	24,73	22,24	17,68 <sup>(2)</sup>	315	—	901	54
<b>Italie</b>												
1955 Juillet . . . . .	97	6,2	—	949	—	—	—	—	241	4	95	120
1954 Moy. mens. . . . .	89	6,9	—	636	—	—	—	—	208	2	11 <sup>(1)</sup>	58 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	92	6,9	—	627	—	—	—	—	217	1	25	29
<b>Pays-Bas</b>												
1955 Juillet . . . . .	999	30,5	54,4	1.467	—	26	6,7	(3) <sup>(2)</sup>	325	80	305	73
1954 Moy. mens. . . . .	1.006	30,6	54,9	1.497	—	25	6,6 <sup>(3)</sup>	5,5 <sup>(3)</sup>	282	77	287 <sup>(1)</sup>	82 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	1.064	30,5	54,6	1.495	—	27	6,4 <sup>(3)</sup>	5,1	271	81	302	46
<b>Communauté</b>												
1955 Juillet . . . . .	19.618	652,7	—	1.507	—	—	—	—	5.785	1.126	10.186	770
1954 Moy. mens. . . . .	20.138	669,6	—	1.438 <sup>(4)</sup>	—	—	—	—	4.986	1.256	12.426 <sup>(1)</sup>	2645 <sup>(1)</sup>
1954 Juillet . . . . .	20.104	663,6	—	1.456	—	—	—	—	4.939	1.067	14.775	3949
<b>Grande-Bretagne</b>												
1955				<b>A front</b>								
Sem. du 24 au 30-7	2.540,8 <sup>(5)</sup>	—	702,2	3.083	1.076	—	—	12,67	—	—	—	—
Sem. du 16 au 22-10	4.639,5 <sup>(5)</sup>	—	669	3.347	1.256	—	—	13	—	—	—	—
1954												
Moyenne hebdom.	4.313,9 <sup>(5)</sup>	—	707,2	3.257	1.231	—	—	12,21	—	—	—	—
Sem. du 24-7 au 31-7	2.427,5 <sup>(5)</sup>	—	704,2	3.197	1.100	—	—	11,35	—	—	—	—

(1) Stock fin décembre. (2) Surface seulement. (3) Uniquement les malades. (4) Sans l'Italie : 1.447. (5) Houille marchande.

# Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie minérale

Paris, 16 juin - 3 juillet 1955

Compte rendu par INICHAR

## ABATTAGE ET CHARGEMENT MECANIQUES

### INTRODUCTION.

A l'occasion du centenaire de sa fondation, la Société de l'Industrie Minérale a organisé à Saint-Etienne et à Paris, du 16 juin au 3 juillet 1955, un vaste Congrès comprenant sept sections qui auraient pu chacune former un congrès.

Ces sections étaient consacrées aux sujets suivants :

- P Couches puissantes;
- S Sidérurgie;
- T Abattage et chargement mécaniques en tailles;
- C Abattage et chargement mécaniques en chambres et piliers;
- R Recherche minière;
- E Electrification du fond;
- F Mine future.

Dans le cadre du Congrès, la Société avait de plus organisé trois expositions importantes :

- 1) L'exposition internationale du matériel de mines, établie sur les quais en bordure de la Seine;
- 2) L'exposition internationale « Les Mines, les Forges et les Arts », établie au Musée des Travaux Publics;
- 3) L'exposition internationale de maquettes, aménagée dans les locaux de la Maison de la Chimie.

L'ensemble des travaux présentés à ces Journées comprend plus de 260 communications, ce

qui montre l'ampleur du sujet embrassé et le dynamisme des organisateurs.

Il n'est pas possible de donner un compte rendu détaillé de toutes ces manifestations. Nous nous bornerons à présenter l'essentiel de ce qui intéresse particulièrement la Belgique.

L'analyse publiée dans ce numéro des Annales des Mines concerne les communications présentées dans la section T, c'est-à-dire « Abattage et chargement mécaniques en taille ».

Cet exposé comprend :

#### I. Abattage au moyen du tir :

- 1) abattage à l'explosif :
  - a) en France;
  - b) en Grande-Bretagne.
- 2) abattage par pression :
  - a) air comprimé;
  - b) cardox;
  - c) hydrox.

#### II. Rabotage :

- 1) en Allemagne;
- 2) en Grande-Bretagne;
- 3) en France.

#### IV. Abatteuses-chargeuses.

V. Tendances dans les procédés de soutènement en Grande-Bretagne.

VI. Mécanisation dans les veines pentées entre 20° et 40°.

### I — ABATTAGE DU CHARBON AU MOYEN DU TIR

Dans certains bassins, la mécanisation du travail d'abattage a relativement peu évolué et il faut reconnaître qu'actuellement encore le marteau-piqueur joue un rôle prépondérant.

Cette forme d'abattage sera dans un avenir plus ou moins proche remplacée par des procédés mettant à la disposition du mineur beaucoup plus d'énergie que celle du marteau-piqueur. L'abattage au moyen du tir est un de ces procédés.

## 1) L'ABATTAGE A L'EXPLOSIF

L'abattage à l'explosif présente la caractéristique de pouvoir être mis rapidement en application dans n'importe quel chantier sans engager des capitaux importants dont il faut prévoir l'amortissement dans un délai incertain.

Aussi est-il sans cesse en progression et l'examen des méthodes employées et des résultats obtenus en France et en Angleterre présente un certain intérêt.

### a) En France.

La consommation qui était de 6 000 t en 1948 a atteint 11 500 t en 1954. L'explosif n'a pas seulement été utilisé dans certains bassins comme celui de Lorraine où la dureté du charbon rend le travail au marteau-piqueur difficile, mais son emploi progresse également dans les autres bassins houillers où le charbon est moins dur.

Plus du tiers de la production est obtenu en employant l'explosif seul ou en liaison avec le havage ou le marteau-piqueur. Un développement d'une telle importance, que l'on ne rencontre pas dans les autres pays, provient surtout de la souplesse de la réglementation française.

La sécurité a été accrue en améliorant la qualité des explosifs et en éduquant les boute-feux. L'amélioration très nette de la valeur professionnelle de ce personnel, qui respecte fidèlement un règlement bien étudié, concourt à une régression constante des accidents. Dans la plupart des groupes, le spécialiste de l'explosif est encore l'ingénieur sécurité.

En point de vue méthode de travail pour l'abattage du charbon, l'expérience a permis d'établir les principes suivants :

a) L'abattage à l'explosif exige généralement une surface de dégagement sensiblement parallèle au trou de mine. Cette surface pourra être celle de la partie havée ou toute surface sensiblement parallèle aux trous de mine;

b) Pour la foration des trous de mine, il y a lieu de tenir compte :

- 1) de la distance de l'explosif à la surface de dégagement qui doit être proportionnée à la charge et à la dureté du charbon;
- 2) de la distance séparant l'explosif du front de taille. Si cette distance est trop grande, la pression dans le trou de mine n'est pas suffisante pour fracturer le charbon;
- 3) De l'orientation du trou de mine en tenant compte de la texture du charbon et de l'orientation des limets. Cette étude est importante parce qu'elle détermine en partie la granulométrie du produit abattu. Trop souvent, les trous de mine sont systématiquement forés perpendiculairement au front de taille;

c) Une précaution importante à observer dans l'étude du plan de tir est de chercher à réduire la détérioration des épontes ou le renversement du soutènement. Pour cela, il faut éviter les tirs de

bouchon où l'énergie dégagée par l'explosif est utilisée avec un mauvais rendement pour l'abattage et où l'énergie excédentaire peut produire des effets nuisibles. La méthode d'abattage à préconiser consiste à tirer des volées provoquant l'abattage successif de plusieurs tranches verticales de charbon de 0,80 m à 1 m de largeur. La surface de dégagement peut être le parement de la galerie inférieure ou si, pour certaines raisons, cette solution ne peut être admise, on crée une surface de dégagement initiale en effectuant un tir en éventail de trois mines dont les extrémités sont distantes de 0,30 m les unes des autres. Ce tir sera effectué avec amorces à retard et, suivant l'épaisseur de la veine, il y aura lieu de l'effectuer à deux ou trois niveaux différents (fig. 1).

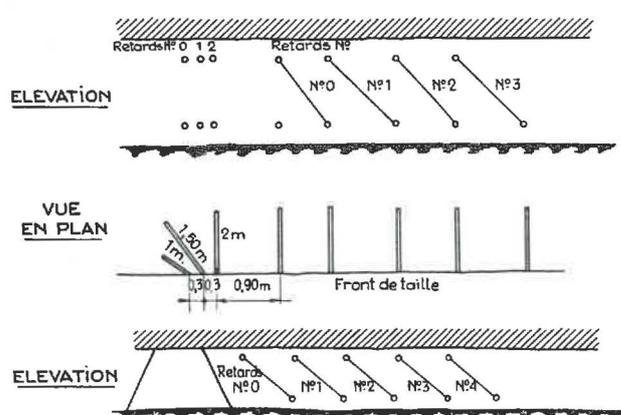


Fig. 1. — Surface de dégagement créée par un tir en éventail de 3 mines dont les extrémités sont distantes de 0,30 m les unes des autres.

d) Il est nécessaire que dans chaque gisement on fasse des tirs d'étalonnage pour préciser ces « caractéristiques d'abattage ».

En Lorraine où le charbon est très dur et toujours havé, la consommation par m<sup>3</sup> en place est en moyenne de 200 g d'explosif couche ou 280 g d'explosif couche amélioré. Dans les autres bassins où le havage est moins répandu, on peut considérer que 350 g d'explosif couche amélioré est un maximum. L'influence de la méthode d'exploitation sur le broyage du charbon est encore assez mal connue. Mais l'explosif peut entrer en concurrence avec tous les autres procédés pourvu que le plan de foration soit étudié en vue de permettre l'emploi de charges allongées et de tenir compte de l'orientation des limets.

### b) En Grande-Bretagne.

L'idée que les techniques d'infusion d'eau et de tir pourraient être combinées a été étudiée attentivement et, à cette fin, on démarra un programme de travaux auquel le Ministère des Combustibles et de l'Energie, le N.C.B. et P.I.C.E. Division Nobel collaborèrent étroitement.

En principe, cette technique consiste à provoquer une explosion dans un trou de sonde rempli d'eau sous pression, en produisant ainsi une haute

pression d'eau dans le massif à travers les clivages et cassures du charbon. L'abattage et l'humidification préalable, favorable à l'assainissement, vont donc de pair.

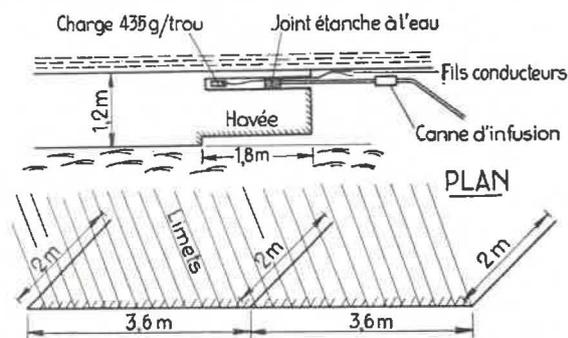


Fig. 2. — Tir en charbon havé par la technique de la combinaison du tir et de l'infusion d'eau.

Le sondage peut être court et oblique par rapport au front et il peut être long et parallèle au front. Dans le premier cas, la méthode est appelée tir par trous obliques (fig. 2) et, dans le second cas, tir par « sondages » (fig. 3). On a utilisé les trous obliques avec le charbon havé ou non, tandis qu'on a limité l'emploi des sondages au charbon non havé.

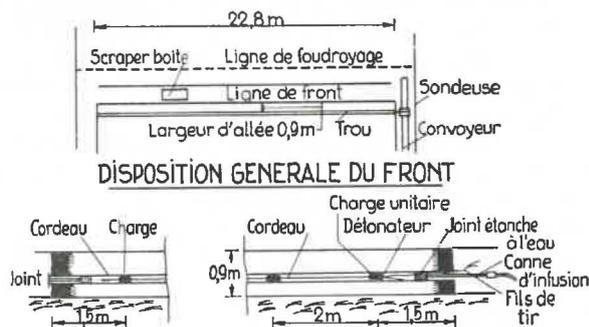


Fig. 3. — Tir en charbon non havé par sondages, par la méthode de la combinaison du tir et de l'infusion d'eau.

La foration des trous obliques ne présente aucune difficulté avec l'outillage normal.

Pour les sondages, on se sert de sondeuses standard à tiges à raccordement, montées sur des supports construits spécialement pour être assez rigides, et de perforatrices électriques spécialement équipées de moteurs anti-déflagrants ou à air comprimé. Il semble qu'on puisse maintenant conduire couramment la foration d'une façon satisfaisante, même dans les veines minces, si l'on possède l'outillage approprié et si les sondeuses travaillent bien.

Lorsqu'on veut faire du tir avec infusion d'eau, il faut procéder à des essais pour jauger la capacité d'absorption du charbon. Certaines veines absorbent l'eau à une pression inférieure à 8 kg/cm<sup>2</sup> tandis que, pour d'autres, des pressions de l'ordre de 70 kg/cm<sup>2</sup> sont nécessaires. De même, certains charbons ne prennent que 13 litres par trou tandis que d'autres exigent 70 litres.

L'explosif gomme standard agréé ne supporte la pression de 1,4 kg/cm<sup>2</sup> que pendant quelques heures. Pour rendre le tir avec infusion d'eau possible, on a conçu l'Hydrobel, explosif gomme agréé qui résiste à la pression de 70 kg/cm<sup>2</sup> pendant 24 heures.

Jusqu'à présent, les détonateurs électriques, étanches à l'eau, munis de fils conducteurs recouverts de plastique, ont résisté aux hautes pressions d'eau réalisées dans les trous de mine.

Pour les recherches, une autorisation spéciale a été obtenue du Service des Mines pour utiliser le cordeau détonant Cordtex pour l'amorçage des charges explosives. Le Cordtex est un cordeau détonant constitué d'un filet continu d'explosif puissant (pentacerythritol tetranitrate) enveloppé de textile, lui-même enrobé de plastique. Il détone à grande vitesse et fait exploser n'importe quel explosif avec lequel il est en contact. Entretemps, on a entrepris des recherches pour fabriquer un « Cordtex » agréé et les résultats sont très encourageants.

Des essais officiels ont déjà démontré que le modèle Cordtex protégé ne causera vraisemblablement pas d'inflammation, s'il est tiré accidentellement dans un air chargé de grisou, et n'augmentera pas le risque d'explosion d'une charge explosive qu'il a amorcée.

Les procédés de chargement et d'infusion d'eau diffèrent selon que l'on emploie la méthode des trous obliques ou des sondages.

1. Trous obliques : Pendant le chargement, le boute-feu et l'homme qui pratique l'infusion travaillent ensemble.

- a) celui qui pratique l'infusion introduit la canne d'infusion aussi loin qu'il peut dans le trou et exécute une première infusion;
- b) le boute-feu introduit la charge explosive dans le trou de la manière habituelle;
- c) l'aide réintroduit sa canne dans le trou en plaçant le bout étanche à 45 cm de l'orifice et fait une deuxième infusion;
- d) le boute-feu tire pendant que la pression d'eau est appliquée.

2. Sondages : Le procédé est différent du fait que chaque trou est ouvert aux deux extrémités : la charge est tirée par un fil jusqu'à la position qu'elle doit occuper.

La charge complète est confectionnée au jour.

On perce d'un trou axial chaque cartouche d'Hydrobel qui est alors enfilée sur un cordeau détonant Cordtex de longueur appropriée. Les charges groupées par deux cartouches ou plus sont réparties le long du cordeau. On coiffe chaque extrémité du cordeau d'un détonateur vide recouvert d'un petit tube de caoutchouc, qui empêche la pénétration de l'eau dans le cordeau. On enroule le cordeau qu'on transporte dans le fond dans une berline spécialement conçue. Actuellement, il est indispensable d'avoir une permission spéciale du Service des Mines pour ce transport.

Avant de charger le trou, on fait une préinfusion. On ferme une extrémité avec un bouchon étanche (anneau en caoutchouc qui se dilate sous

l'action d'une vis). A l'autre bout, on introduit une canne d'injection de modèle courant et on pratique l'infusion comme à l'ordinaire.

Pour charger, on passe d'abord au travers une curette en bois faite d'un assemblage de cannes, à l'extrémité de laquelle on attache un câble. Celui-ci permet d'amener la charge à l'endroit qu'elle doit occuper dans le sondage. Au moment où la dernière charge entre dans le trou, on introduit dans la dernière cartouche un détonateur qui peut fonctionner sous eau.

On laisse pendre les fils conducteurs du détonateur électrique en dehors du trou.

Ensuite, on introduit la canne à infusion dans le sondage du côté de la mise à feu de façon que son joint étanche soit à environ 0,60 m de l'extrémité. Quand l'eau suinte à l'autre bout et que le trou est plein, on place le bouchon étanche et on complète la deuxième infusion.

Le tir est effectué pendant que la pression d'eau est appliquée.

Le procédé par trous obliques est appliqué plus largement que celui du sondage.

Le tir par sondages semble devoir convenir spécialement pour l'abatage en couches minces, à moyen pendage, avec des chantiers sans personnel à front et utilisant une installation de raclage.

Quand les abatteuses-chargeuses furent introduites en Grande-Bretagne, on alléguait qu'un de leurs avantages était l'élimination ou la réduction de l'emploi des explosifs à front.

Après expérience, certaines veines s'avèrent trop dures pour que l'abatteuse-chargeuse puisse les attaquer avec succès. Il devint évident qu'une préparation préalable de ces veines dures serait nécessaire. La tendance actuelle est d'utiliser à cette fin le tir avec infusion d'eau.

De même, le tir avec infusion d'eau, combiné avec l'abatage par rabot, a donné des résultats encourageants.

Au point de vue sécurité et hygiène, les avantages principaux de cette technique sont :

- 1) Augmentation de la sécurité vis-à-vis du danger d'inflammation du grisou, puisque la charge explosive est immergée dans l'eau sous pression et que les cassures qui peuvent exister dans le charbon sont remplies d'eau.
- 2) Suppression des poussières et des fumées de tir.
- 3) Moindres risques de projection de charbon.

## 2) ABATTAGE PAR PRESSION

### a) Abatage du charbon au moyen de tir à l'air comprimé.

Les Houillères du Bassin de Blanzey exploitent deux couches puissantes et ont fait un essai d'abatage du charbon par le procédé Armstrong dans le plus important de leurs chantiers, classé comme franchement grisouteux et poussiéreux de deuxième catégorie. Il est exploité par tranches horizontales et la production, assurée par 6 à 8 tailles courtes, est d'environ 1 000 tonnes nettes/jour.

On utilise le même matériel que celui décrit par M. Bouvier (1) avec une variante importante: le compresseur a été installé au jour. Il est ainsi à l'abri des poussières des galeries du fond et permet l'utilisation du tir à l'air comprimé dans des quartiers situés à des étages différents du même puits. Grâce à cette disposition, on n'a eu aucune difficulté pour maintenir l'étanchéité des soupapes, malgré les hautes pressions de travail. Les frais d'entretien sont nettement moins élevés que ceux qui avaient été annoncés. Les manutentions onéreuses lors des revisions bisannuelles prévues sont évitées et la tuyauterie supplémentaire nécessaire pour raccorder le fond et la surface constitue un réservoir dont le prix au dm<sup>3</sup> est 20 % moins élevé que celui des bouteilles habituellement placées à la sortie des compresseurs installés au fond.

Malgré la faible durée de l'expérience, il est possible de faire une première évaluation approximative des économies réalisées. L'intérêt admis est de 5 % et les amortissements ont été calculés sur dix ans pour le compresseur, cinq ans pour les tuyauteries d'acier et les tubes de tir, trois ans pour les tuyauteries de cuivre et les vannes et un an pour les flexibles et les manomètres. On peut raisonnablement tabler sur une économie minimum de 15 FF par t. Cette évaluation ne tient pas compte de la perte de temps des ouvriers qui, dans les tailles en cul-de-sac où le tir à l'explosif au charbon est souvent fait coup par coup, sont déplacés à chaque tir. Le nombre de coups Armstrong étant beaucoup plus faible, la perte de temps des mineurs est notablement réduite.

La sécurité est considérablement accrue par le tir à l'air comprimé dans un quartier classé poussiéreux et franchement grisouteux.

Des prélèvements effectués au point de chargement en berlines après la cascade de convoyeurs n'ont pas montré de différence notable au point de vue granulométrie.

### b) Abatage du charbon au moyen du procédé Cardox.

Le Cardox est séduisant par sa sûreté et son emploi a constamment augmenté en Angleterre depuis 1930 pour le tir dans les couches grisouteuses. En 1953, on a tiré 2,5 millions de coups de Cardox. Il donne un bon rendement en gros (2).

On dispose d'une gamme de dimensions de cartouches contenant des quantités variables de CO<sub>2</sub> et munies de disques de rupture de différentes épaisseurs de façon à obtenir des volumes de CO<sub>2</sub> et des pressions de rupture correspondant aux différentes exigences du tir.

### c) Abatage du charbon au moyen du procédé Hydrox.

Comme celles du Cardox, la cartouche Hydrox standard se compose de trois parties principales :

(1) Revue de l'Industrie Minière, novembre 1952, et Annales des Mines de Belgique, mars 1953, p. 262.

(2) Annales des Mines de Belgique, mars 1954, p. 177/186.

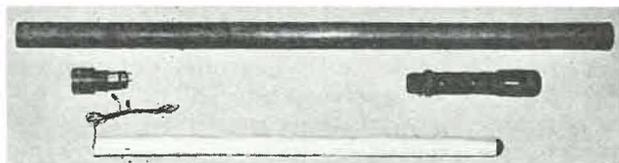


Fig. 4. — Le nouvel ensemble Hydrox (ses différentes parties).

la tête de mise à feu, le tube d'acier et la tête de décharge (fig. 4).

Toutefois, il diffère du Cardox en ce que la pression de gaz est obtenue à partir de produits chimiques en poudre.

Le nouvel Hydrox est différent du modèle actuel. Il est conçu de manière à pouvoir être chargé dans le fond, alors que la cartouche Hydrox standard doit être chargée à la surface.

Au lieu de verser une poudre granulée dans le tube en acier, la charge est maintenant emballée

Pour préparer le tube, il suffit de pousser la charge, préalablement emballée à l'intérieur de celui-ci, de brancher les fils conducteurs à la tête de tir et de visser la tête de tir à la main sur le tube. Un joint annulaire a été introduit dans la tête de tir et les connexions électriques ont été simplifiées de sorte que la tête peut être manipulée à la main sans besoin d'un étau et d'une clé.

Dans ce nouveau procédé Hydrox avec cartouches chargées, un allumeur de sûreté est employé avec une charge amorce nouvellement inventée, faisant partir une nouvelle charge principale qui est incapable de réaction spontanée sous pression atmosphérique et qui donne par gramme un plus grand volume de gaz que l'autre mélange.

Le nouvel assemblage (fig. 5) et les mélanges appropriés ont été éprouvés officiellement par la Station de Buxton et le Ministère des Combustibles et de l'Energie a accordé la permission du

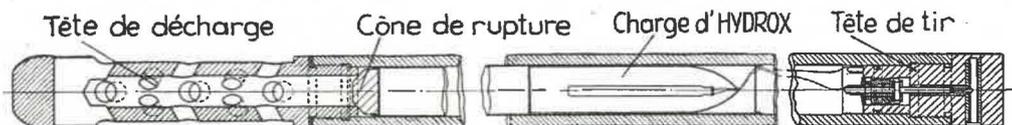


Fig. 5. — Le nouvel ensemble Hydrox.

dans un cylindre contenant son moyen propre d'allumage avec des fils conducteurs partant de la charge pour être connectés à la tête de tir.

De plus, le disque de rupture est en plastique au lieu d'être en acier et a la forme d'un cône tronqué, de sorte que, quand la cartouche est placée dans le tube, le disque se place au bout annulaire de la tête de décharge, formant un vrai joint le long de la ligne de contact. Le chargement se fait donc par la tête de tir et la tête de chargement devient semi-permanente.

chargement dans le fond pour des essais de grande envergure.

Comme le Cardox, l'Hydrox est très utile où il y a danger d'explosion de grisou et où l'on veut obtenir une meilleure granulométrie des produits abattus.

Le prix de revient du tir au Cardox ou à l'Hydrox est légèrement plus élevé qu'avec les explosifs agréés normaux, mais l'amélioration de la granulométrie fait plus que compenser l'augmentation du prix de revient du tir.

## II. — HAVAGE

### 1) EN GRANDE-BRETAGNE

La haveuse est, en Grande-Bretagne, l'appareil principal utilisé pour la préparation du charbon en vue de son chargement. Dans la grande majorité des tailles, les règlements de sécurité ne permettent d'ailleurs pas de procéder au tir tant que l'une des faces n'est pas dégagée par sous-cavage ou par havage au toit.

Le tableau I montre l'importance du havage comme engin de production dans les charbonnages de Grande-Bretagne entre 1947 et 1953.

On constate qu'en 1953, 83,8 % de la production totale ont été havés mécaniquement et 6,4 % chargés mécaniquement.

La conception de base des haveuses n'a pas beaucoup changé au cours de ces dernières années. Mais des modifications importantes ont été apportées aux bras et aux chaînes. On construit actuellement des bras courbes (fig. 6) permettant à une haveuse sur panzer de pratiquer une sai-

TABLEAU I.  
Production et méthodes d'exploitation en Grande-Bretagne.

An-née	Produc-tion brute totale	Longues tailles	Havées méca-nique-ment	Chargées méca-nique-ment
	Millions de tonnes (de 1 016 kg)	%	%	%
1947	197,67	—	75	2,5
1948	211,66	85,5	76,7	2,8
1949	218,87	86,5	77,9	3,3
1950	221,30	87,2	79,3	3,9
1951	229,44	88,4	80,9	4,2
1952	233,76	89,2	82,7	5,2
1953	232,84	89,9	83,8	6,4
1954	—	—	—	8

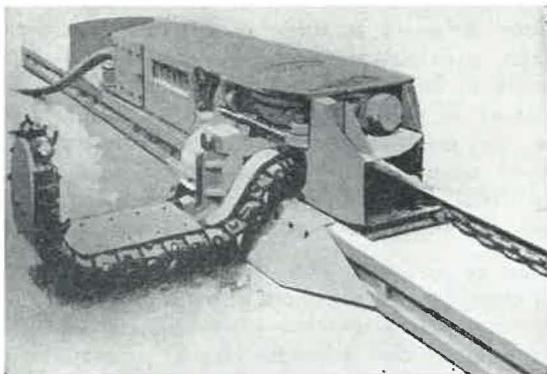


Fig. 6. — Haveuse à bras courbe en position de havage.

gnée au niveau du mur. Les bras de havage peuvent être munis de champignons pour créer une plus grande dislocation du massif.

Dans certains cas, on a utilisé des ensembles de bras de havage, entraînés l'un par l'autre. Une machine expérimentale fabriquée par Mavor & Coulson, destinée spécialement aux couches minces, comporte plusieurs bras qui abattent toute la couche. Les déchets de havage sont éliminés au moyen d'un évacuateur de havrit de grande capacité. La puissance des haveuses a été augmentée progressivement. On a atteint 75 CV avec des commandes de treuil à cliquets et 100 CV avec des transmissions hydrauliques.

Les haveuses peuvent être adaptées au chargement du charbon, quand il a été havé et abattu par le tir ou autres moyens. La chaîne de havage est munies de palettes Lambton (1). On la fait tourner en sens inverse et la haveuse charge le charbon abattu sur le convoyeur en redescendant la taille. Dans certains cas, on peut même se dispenser d'utiliser des palettes et la chaîne de la haveuse est suffisante pour charger le charbon.

La chargeuse à palettes donne lieu à un travail cyclique. Il faut nécessairement une opération de havage suivie d'une opération de chargement. Une haveuse moderne de forte puissance doit, dans de bonnes conditions, pouvoir faire une saignée de 1,80 m dans du charbon de dureté moyenne, sur une longueur de 180 m en deux à trois heures. Le chargement en retour et les opérations auxiliaires, telles que le montage des palettes et le ripage du convoyeur, doivent pouvoir se faire facilement dans le reste d'un poste normal de travail.

En 1954, 42 dispositifs de chargement à palettes ont été en service dans des longues tailles en Grande-Bretagne et ont donné une production totale de 1,26 million de tonnes avec un rendement en taille de 5,18 t.

D'autres chargeuses sont encore utilisées en Grande-Bretagne pour charger le charbon havé. Citons :

— la chargeuse Huwood (2), machine indépendante qui utilise le principe du chargement à

l'aide de bras animés d'un mouvement de va-et-vient. 21 de ces machines ont été en service dans les mines anglaises en 1954 et elles ont produit 900 000 t, avec un rendement de 4,87 t par ouvrier et par poste. Cet engin n'est pas capable de se déplacer aussi rapidement qu'une haveuse moderne de grande puissance munie de palettes et n'est donc pas aussi intéressant au point de vue de la concentration de la production.

— la chargeuse Duckbill Mobile Dinstington (fig. 7) dans laquelle le mécanisme du duckbill est monté sur chenilles.

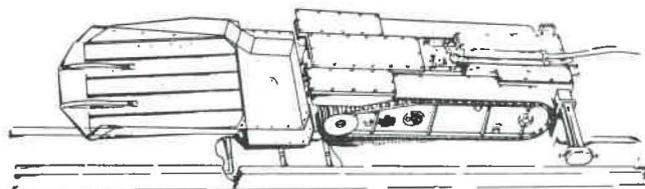


Fig. 7. — La chargeuse Duckbill expérimentale Dinstington.

— le robot chargeur Mossfield qui utilise un dispositif de chargement du type à godet racleur, commandé par un treuil placé dans la galerie et qui se déplace sur le convoyeur blindé.

Aucune de ces deux dernières machines n'a été suffisamment essayée pour pouvoir les apprécier à leur juste valeur.

## 2) EN FRANCE

Avant 1945, l'exploitant n'avait recours à la haveuse que lorsque la dureté du charbon était telle que, le travail au marteau-piqueur devenant impossible, seul le tir après havage permettait l'abattage. C'était le cas en Lorraine et en Sarre.

Vers 1950, l'introduction du soutènement en porte-à-faux et la mise en service des convoyeurs blindés permirent un emploi plus généralisé de la haveuse en charbon dur et son utilisation pour la mécanisation de l'abattage et du chargement dans des couches jusqu'alors exploitées au marteau-piqueur.

Dans toutes les veines dures où le toit permet le havage, celui-ci est payant et doit être généralisé à condition d'assurer une production journalière permettant de réduire suffisamment les charges financières imposées par le matériel.

Dans les panneaux réguliers et en charbon tendre, il n'est pas question de substituer la haveuse au rabot. Elle peut cependant rendre service dans les panneaux trop accidentés pour le rabot, mais encore assez réguliers pour permettre le havage avec chargement mécanique.

Les convoyeurs blindés facilement ripables et suffisamment robustes pour supporter les machines les plus lourdes (3 à 4 t) demeurent jusqu'à ce jour les engins les plus utilisés pour l'équipement des tailles à havage pour les pendages ne dépassant pas 25° et pour les ouvertures d'au moins 0,90 m.

### a) Dans le bassin du Nord et du Pas-de-Calais.

Dans les exploitations anciennes, avant de mécaniser la taille, on doit d'abord veiller à moder-

(1) Voir « Utilisation des palettes Lambton ». A.M.B. 1955, mars, p. 224.

(2) Voir Annales des Mines de Belgique, nov. 1949, p. 694.

niser tout le transport pour éviter des goulots qui entraveraient le déblocage de la taille et annuleraient tout le bénéfice de la mécanisation.

Pour les pendages compris entre 25 et 30°, on utilise avec les haveuses des ralentisseurs de même type que ceux de Sainte-Fontaine en Lorraine, mais plus légers.

Pour les veines en plateures et d'ouverture totale inférieure à 0,90 m, le convoyeur à brin inférieur porteur tend à se généraliser. Des essais sont faits pour déplacer la haveuse sur le brin inférieur.

Le chargement mécanique est réalisé :

1) soit par la haveuse elle-même qui revient à son point de départ, la chaîne tournant en sens inverse. On charge ce qui est au-dessus de la banquette. Les résultats obtenus sont fonction de la fragmentation des produits. La banquette reste à charger à la main.

2) soit par une chargeuse halée par la haveuse. Ceci suppose résolu le problème de la fragmentation. La chargeuse peut être un simple soc pour ramasser le charbon abattu sur la banquette ou un soc plus perfectionné pour ramasser les produits jusqu'au mur lorsque le havage ne laisse pas de banquettes (bras courbe ou cadre).

Les longueurs de taille les plus favorables se situent entre 130 et 180 m.

Le progrès du havage depuis 1951 est significatif, surtout dans les groupes d'Auchel et de Bruay où le charbon est plus dur. Dans ces deux groupes, la production provenant de tailles havées est passée respectivement pour Auchel de 0,75 % en 1951, à 40 % en 1954, et pour Bruay de 1,7 % en 1952, à 16,6 % en 1954.

Fin 1954, il y avait 25 haveuses en service dans les mines du Nord dont cinq avec charrue de chargement, une avec bras courbe Hoy et charrue spéciale, et deux abatteuses-chargeuses à cadre Soest-Ferrum.

Dans les groupes de Béthune-Lens-Liévin et Hénin-Liétard, le havage est limité aux rares veines dures ou aux parties irrégulières du gisement pouvant être mécanisées, mais où le rabot ne peut être utilisé.

**b) En Lorraine et en Sarre.**

Dans les autres bassins où la dureté du charbon avait nécessité l'emploi de haveuses avant 1950 pour aider à l'abattage, cet engin est maintenant généralement employé pour l'abattage et le chargement et permet la réalisation de grosses concentrations.

Le plus spectaculaire est certainement celui de « La Houve » en Lorraine.

Nous citerons quelques cas d'application.

**1° Veines minces en plateures.**

**a) Siège « La Houve ».**

En 1949, le siège « La Houve » ne disposait plus aux étages existants que de couches dont l'ouverture était comprise entre 0,75 m et 1,20 m, et situées à grande distance du puits.

Il fallait maintenir en activité sept tailles d'une longueur moyenne de 170 m et fournissant chacune de 250 à 450 tonnes par jour pour réaliser la production du siège (de 2 100 tonnes nettes).

Vu la grande extension du réseau de galeries à entretenir, on décida de réduire autant que possible le nombre de chantiers en activité, en augmentant la production journalière de ceux-ci.

La faible puissance des couches ne permettait pas l'augmentation de la longueur des tailles au-delà de 170 à 200 m. La solution a été donnée par une plus grande vitesse d'avancement. On a adopté la méthode des enlevures étroites répétées plusieurs fois au cours de la journée au lieu d'un seul avancement journalier de 1,80 m à 2 m.

C'est ainsi que, depuis quatre ans, des avances rapides de 3, 4, 5, 6 allées de 0,90 m par jour ont été couramment et régulièrement réalisés malgré la sujétion de devoir établir des dames de remblai en bordure des voies et en tailles. Un avancement rapide de cinq allées par jour fut réalisé régulièrement sur 167 mètres de chassage dans une couche de 95 cm d'ouverture, donnant une production nette de 1 100 t par jour.

Les tailles sont équipées d'un soutènement métallique en porte-à-faux avec rallonges de 0,90 m et d'un convoyeur blindé à raclettes pour le transport. La haveuse est halée sur le mur de la couche derrière le convoyeur (fig 8). (Elle circule donc entre le convoyeur blindé et la première file d'étaçons.)

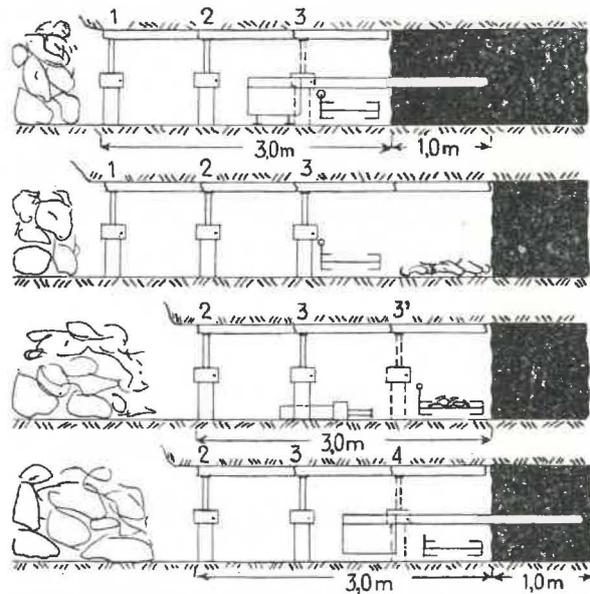


Fig. 8. — Méthode du havage derrière convoyeur blindé (cas des rallonges articulées de 1 m).

La pente est de 16°. Les tailles longues de 200 m environ sont divisées en deux demi-tailles de 100 m, desservies chacune par une haveuse et presque totalement indépendantes l'une de l'autre avec la restriction que leurs avancements soient à peu près les mêmes (elles peuvent être décalées d'un cycle ou d'une fraction de cycle). C'est l'in-

térêt du havage derrière le convoyeur dont les avantages peuvent être ainsi résumés :

- possibilité de charger le convoyeur à l'amont de la haveuse en marche : les blocs de charbon ou de pierre passent sous le bras ou bien sont débités par celui-ci s'ils sont trop gros. Les deux haveuses peuvent donc haver simultanément;
- pas de retour à vide de la haveuse;
- possibilité de haver avec soutènement en porte-à-faux là où la puissance de la veine interdit le havage sur le convoyeur;
- méthode d'exploitation très souple.

Le soutènement définitif doit suivre immédiatement la haveuse dont il limite d'ailleurs la vitesse. Il y a grand avantage à utiliser des étançons à pose rapide. Cette méthode n'abîme pas le toit plus que les méthodes classiques et permet de substituer plusieurs havages courts à un seul havage long.

On peut noter en plus en faveur de cette méthode :

- 1) la possibilité de faire plusieurs allées avec des profondeurs de saignée faibles;
- 2) la suppression des cycles rigides, des heures supplémentaires et de la surcharge du poste de nuit;
- 3) la facilité de l'entretien du matériel, les deux haveuses ayant un travail très léger et le poste de nuit pouvant être consacré entièrement à l'entretien.

Il convient aussi de signaler que le remplacement du salaire individuel par un salaire d'équipe a eu un résultat très favorable.

#### b) Siège Maybach (Sarre).

Une application analogue a été essayée avec succès au siège Maybach. Elle a été décrite par M. Bernos (Tb<sub>4</sub>). A Maybach, le gisement présente les particularités suivantes :

- pendage compris entre 6 et 12°;
- veines de dureté moyenne et fortement barrées;
- grande dispersion de gisement;
- épontes sensibles du fait du sous-cavage par des exploitations antérieures (havages profonds généralement impossibles);
- gisement poussiéreux et injection d'eau en taille généralisée.

Dans des couches de 0,90 m à 1,20 m d'ouverture et dans des tailles de 170 m à 225 m, on a obtenu des avancements journaliers moyens mensuels de 2,60 m à 3 m et des productions nettes de 500 à 850 t/jour.

#### 2° Veines à toit court.

Les conditions de gisement sont variables et difficiles :

- pente variable entre 0 et 20°;
- puissance allant de 1 m à 3,5 m et très variable;
- toit souvent très court, voire éboulé;
- charbon souvent dur ou très dur;
- sillons de pierre dans la veine;

couches souvent grisouteuses et avec remblai imposé.

La méthode générale de travail adoptée est le havage et le chargement par haveuse sur panzer. On prend des passes courtes et rapides, le soutènement métallique en porte-à-faux suivant au plus près.

Le panzer est utilisé même lorsque le toit très mauvais ne permet plus le soutènement en porte-à-faux. Il est dans ce cas démonté à chaque allée.

Suivant la puissance de la couche, on utilise des haveuses à un bras et à deux bras avec ou sans champignon. Le chargement est effectué par la haveuse qui redescend sur le panzer, la chaîne tournant en sens inverse.

En septembre 1954, 76 % des tailles de la Sarre étaient équipées de haveuses et dans 35 % de ces tailles, la haveuse fonctionne comme chargeuse.

Le problème qui se pose actuellement pour augmenter la mécanisation est le découpage et le chargement de la banquette de mur.

Le bras courbe Hoy n'a donné satisfaction qu'en l'utilisant comme deuxième engin de taille dans le but d'abattre et de charger la banquette après que le charbon sous-cavé par le havage normal a été correctement chargé par la première haveuse qui l'a précédée.

Des essais ont été faits avec la chargeuse de banquette Quoniam (fig. 9, 10 et 11). Cette machine charge parfaitement la banquette à la vitesse de progression d'une haveuse. Elle donne une bonne granulométrie, mais elle exige un toit encore relativement bon car il faut attendre qu'elle ait terminé le chargement, soit redescendue et ait

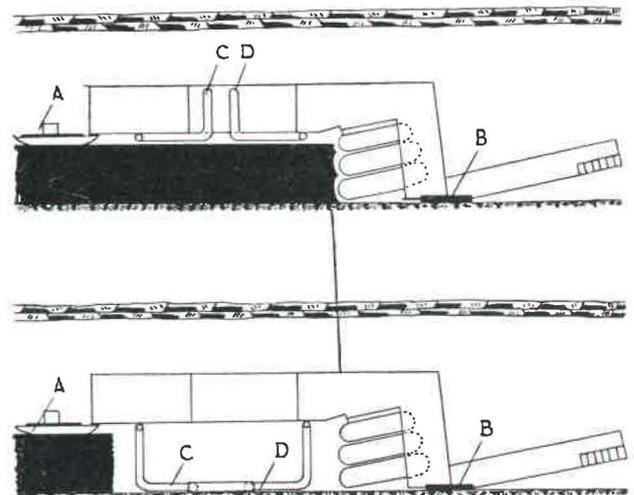


Fig. 9. — Schéma de principe de l'abatteuse chargeuse Quoniam pour banquette.

- A = Traineau d'appui sur la banquette;
- B = Verins hydrauliques
- C et D = Patins pivotants.

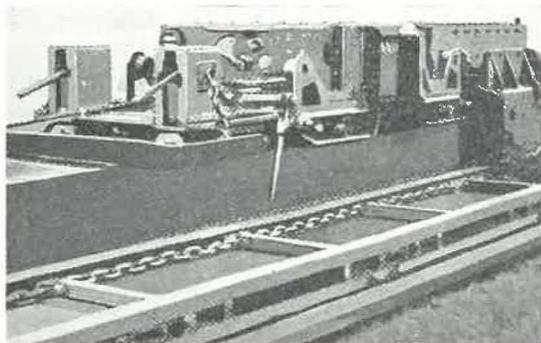


Fig. 10. — Abatteuse Quoniam pour banquette — Vue du côté convoyeur.

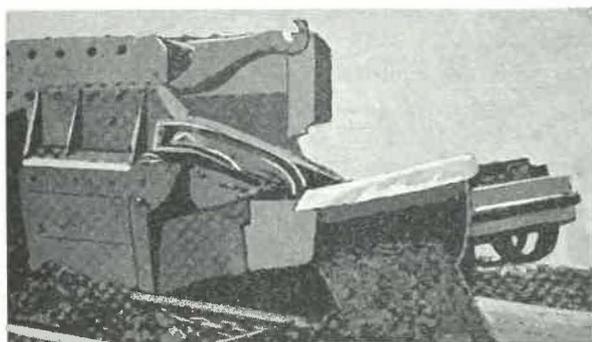


Fig. 11. — Abatteuse Quoniam pour banquette — Vue du dispositif de chargement sur le convoyeur.

pris place dans la nouvelle niche pour riper le convoyeur blindé.

Au point de vue soutènement, la méthode la plus intéressante consiste à récupérer étaçons et allonges au poste d'abattage pour les réutiliser tout de suite à front.

Cette solution n'est pas toujours possible parce qu'il y a de nombreux chantiers où le remblayage est imposé.

3° Dans des tailles montantes.

a) Groupe de la Petite-Rosselle.

Au groupe de Petite-Rosselle, le remblayage hydraulique est appliqué systématiquement pour:

1. — la sauvegarde des veines voisines dans un gisement très dense;
2. — la lutte contre les dégâts miniers;

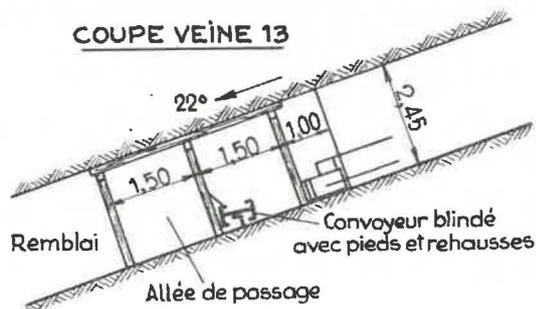


Fig. 12. — Haveuse circulant sur le mur entre le front et le convoyeur blindé.

3. — le danger de feu dans des veines très puissantes.

A l'heure actuelle, 30 % du tonnage sont pris par longues tailles montantes, la pente variant de 10 à 35°. Le charbon est très dur et miné.

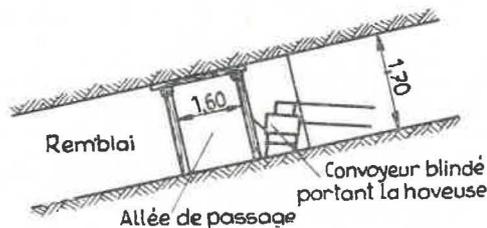


Fig. 15. — Haveuse circulant sur convoyeur blindé.

L'introduction de haveuses très puissantes à deux bras (Sagem 80 CV) tournant en sens inverse pour le chargement en retour et le déblocage par convoyeur blindé démonté à chaque allée ou ripé (suivant la consistance du toit) (fig. 12 et 13), donnent un gain sur le prix de revient tel que l'amortissement se fait sur 60 000 t, alors que le matériel peut servir pour plus de 250 000 t. La banquette reste à abattre et à charger à la main.

b) Gottelborn, veine Josefa.

Cette veine de 1,65 m de charbon + 0,30 m de stériles ayant une pente de 8 à 10° est exploitée

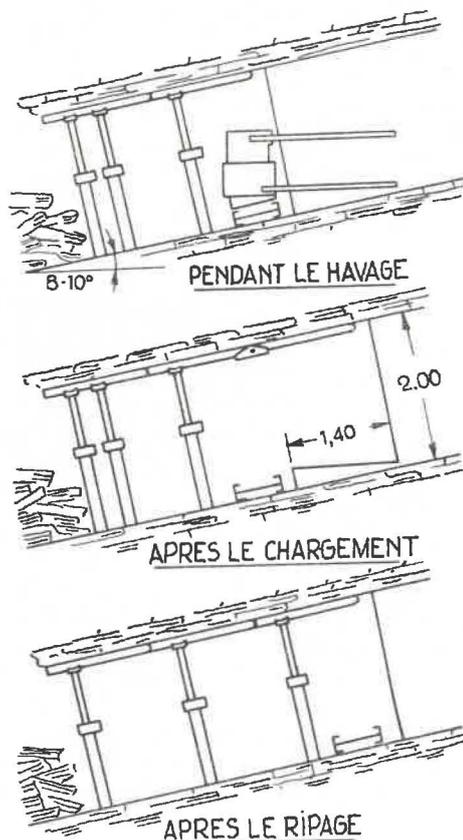


Fig. 14. — Architecture du soutènement aux différentes phases de l'abattage d'une allée dans la veine Josefa à Gottelborn.

par taille montante double de 200 m de longueur. Le charbon dur est havé au moyen d'une haveuse à deux bras qui circule sur panzer et charge en

retour après le tir (fig. 14). La banquette est abattue et chargée à la main.

Le prix de revient total permet un bénéfice de plus de 900 FF à la tonne.

### III. — RABOTAGE

L'exploitation du charbon par rabot, appliquée à des panneaux suffisamment grands et réguliers et dans des couches de pente, de dureté et de qualités d'époutes déterminées, est le procédé de mécanisation de l'abatage et du chargement le plus simple et le plus économique.

Chaque bassin a tenté de l'appliquer à des conditions particulières de gisement. L'examen de l'orientation des recherches faites dans chaque pays concernant les méthodes et les moyens de rabotage présente un certain intérêt.

#### 1) EN ALLEMAGNE

L'abatage par rabot est connu en Allemagne depuis 1941. Les charbons relativement tendres de la Ruhr et la régularité du gisement permettent

pour les années 1948 à 1954, par catégorie de charbon. Le nombre de tailles à rabot a augmenté constamment et le rabotage déborde de plus en plus de la catégorie des charbons gras vers les charbons plus durs.

En décembre 1954, il y avait 77 installations de rabot en service donnant une production journalière voisine de 35 000 t, soit environ 8 % de la production de la Ruhr.

Les tendances actuelles visent :

1° à étendre les possibilités d'emploi du rabot. Le rabot adaptable de la firme Westfalia Lünen permet son utilisation dans des chantiers dérangés;

2° à réduire la force de traction nécessaire et à permettre ainsi son utilisation dans des charbons plus durs. Le rabot prismatique Brand, le rabot

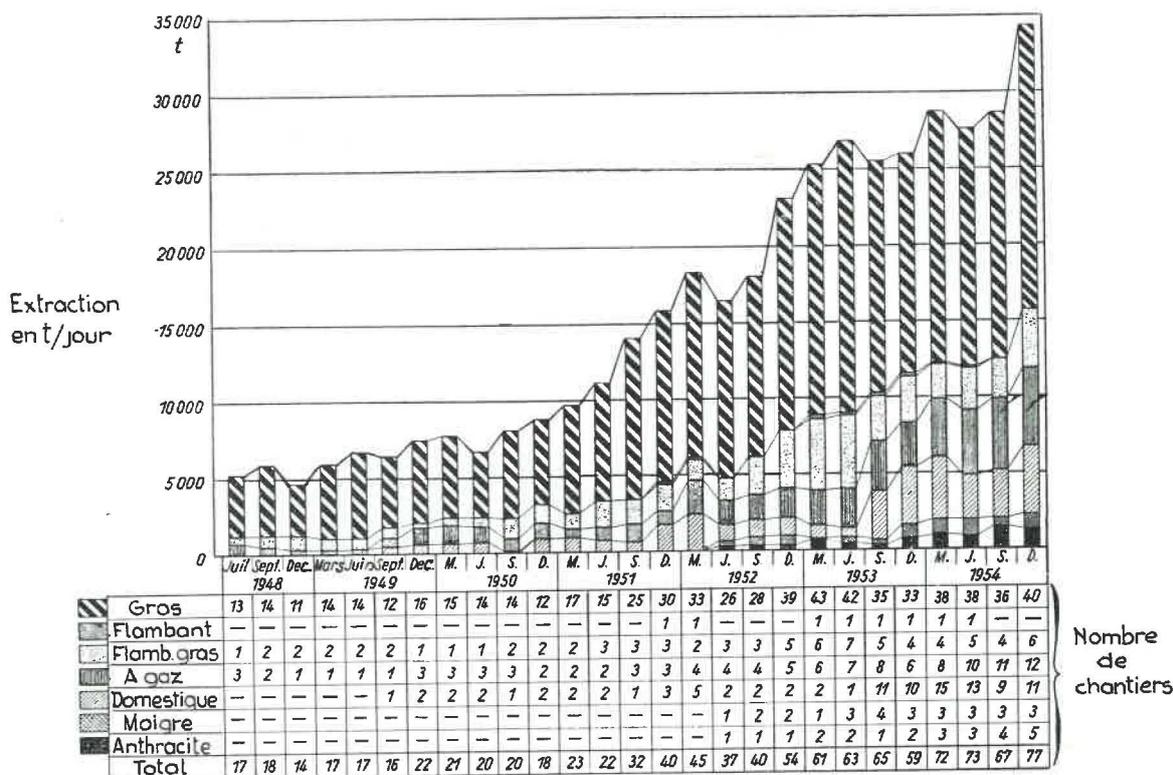


Fig. 15. — Extraction journalière et nombre des chantiers d'abatage rabotant dans les houillères de l'Allemagne de l'Ouest durant les années 1948-1954 par catégories de charbon.

à ce procédé de prendre de plus en plus d'extension. La figure 15 (1) donne l'extraction journalière et le nombre de chantiers d'abatage rabotant dans les charbonnages d'Allemagne de l'Ouest,

à plaque de havage Beien et le rabot Löbbe avec couteaux de préhavage sont construits en vue du rabotage des charbons durs;

3° à simplifier la construction de façon à réduire l'immobilisation de matériel et le coût du montage et du démontage. Le rabot rapide sans tube de guidage de la Preussag, le scraper rabot de la

(1) Figure extraite de la communication T<sub>α</sub> 4 d Sander, intitulée « L'abatage rabotant du charbon en Allemagne ».

Heinrich Bergbau A.G., le transporteur de taille coupant Hauhinco permettent l'installation de rabot dans des chantiers où précédemment les frais nécessités par une installation de rabot n'étaient pas en rapport avec le gain apporté par l'exploitation mécanisée;

4° à rendre économiquement possible l'abattage rabotant entièrement mécanisé de veines en semi-dressants. Citons : la scie à charbon Neuenburg, le rabot pour dressant de la Heinrich-Bergbau A. G. et le bélier de Peissenberg.

Le rabot prismatique Brand, le rabot à plaque de havage Beien, le rabot Löbbe avec couteaux de préhavage, le rabot rapide sans tube de guidage de la Preussag, le rabot-scraper de la Heinrich Bergbau A.G., le transporteur de taille coupant Hauhinco et la scie à charbon Neuenburg ont été décrits en détail dans des publications précédentes (1).

Nous donnons la description du rabot pour dressant de la Heinrich-Bergbau A.G. et du bélier de Peissenberg.

#### Rabot pour dressant de la Heinrich Bergbau A. G.

La Heinrich Bergbau A. G., qui a obtenu de bons résultats en plateure avec son installation de scraper rabot à chaînes sans rails de guidage, a employé le même procédé légèrement modifié pour l'abattage en dressant (fig. 16). Le petit



Fig. 16. — Rabot en fort pendage couche Geitling à « Alter Hellweg ».

treuil de chaîne fut monté sur un châssis muni de patins, qui prend appui sur la paroi de la galerie et sur le sol (fig. 17). On peut ainsi creuser des galeries de plus petite section et faire avancer commodément la station motrice dans le sens de la longueur de la galerie avec la progression de l'exploitation. Le châssis est basculant de sorte qu'on peut l'adapter au pendage de la veine au moyen d'écrous tendeurs. La poulie de renvoi de

(1) Voir Annales des Mines de Belgique. 1955, janvier, et Bultec Mines, n° 41.

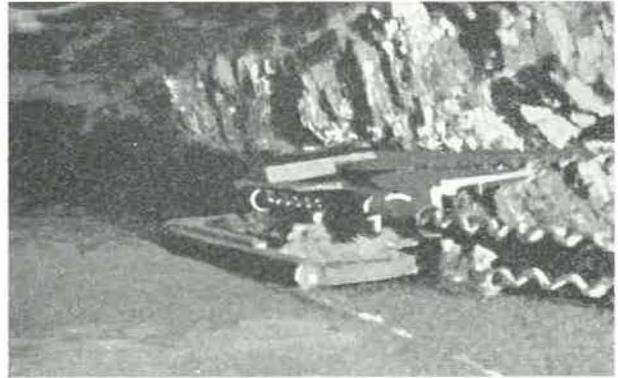


Fig. 17. — Rabot en fort pendage couche Geitling à « Alter Hellweg ».

la voie de chargement est maintenue sous tension par un treuil à air comprimé. Le rabot consiste en un simple châssis en tube muni d'articulations grâce auxquelles il peut mieux attaquer les angles en saillie du front de taille. Ce châssis est accroché à une chaîne sans fin. Le brin de retour de celle-ci passe dans le châssis afin d'accroître la pression sur le front.

La hauteur des lames est réglée suivant l'ouverture de la couche.

Des essais faits dans une couche de charbon maigre de 70 cm d'ouverture et d'un pendage de 60° donnèrent une beaucoup meilleure granulométrie que l'abattage à la main.

La scie à charbon Neuenburg pour couches en dressant, ainsi que le rabot, de la Heinrich Bergbau A. G., ne s'appliquent qu'aux couches dont la dureté permettrait le rabotage.

#### Bélier de Peissenberg.

Dans les années 1950-1951, la mine Peissenberg de la Bayerischen Berg-Hütten und Salzwerke A.G. a mis au point un procédé pour exploiter économiquement son charbon subbitumineux, très dur, qu'on trouve la plupart du temps en veines de moins de 50 cm de puissance avec une pente de 20 à 40°.

Ce procédé dénommé « Bélier de Peissenberg » utilise l'énergie cinétique d'une masse lourde se déplaçant rapidement dans la taille et venant ricrocher contre le front.

Un à quatre cadres d'acier, d'un poids de plusieurs centaines de kilos, de 20 cm de hauteur et d'une largeur variable entre 70 et 120 cm, suivant les conditions de toit, sont attachés à une chaîne sans fin avec des intervalles semblables à ceux des caisses de scrapers-rabots et sont tirés par deux moteurs d'environ 30 CV placés l'un dans la voie de tête, l'autre dans la voie de roulage.

L'engin possède du côté du front une ou deux fortes dents d'acier courbées en forme de corne vers le front de taille. Elles ont le bord arrondi contrairement aux lames de rabot. Quand le bélier est tiré à grande vitesse le long du front, il fait des sauts irréguliers et arrache, du fait de son énergie cinétique, de gros morceaux de charbon. Le front de taille devient irrégulier. Les endroits

les plus durs résistent à l'action du bélier jusqu'à ce que, par suite de l'abattage des parties voisines, ils se présentent en saillies et sont plus facilement attaqués. Ils sont alors arrachés en gros morceaux. L'énergie cinétique d'un coup de bélier augmentant comme le carré de la vitesse d'impact, la puissance dépend plus de la vitesse que du poids du bélier.

D'après les expériences faites jusqu'à présent, la vitesse de fonctionnement la plus favorable est entre 1,4 et 1,8 m/sec. Avec une vitesse plus grande, on obtient plus de fines et le renversement de marche devient plus difficile.

Il faut donner à la chaîne de traction une tension préalable de 10 à 15 t pour que le bélier ne s'écarte pas trop du front à chaque ricochet et qu'il frappe avec une fréquence suffisante.

En semi-dressant et en plateures, le corps du bélier peut être construit de façon à recueillir le charbon détaché ou à le pousser devant lui comme un rabot scraper.

Dans une taille de 125 m de longueur et 28 cm d'ouverture, quatre corps de bélier qui font des passes de 35 m abattent, en deux minutes environ, 1 tonne de charbon. Le rendement est de 17 t/homme/poste. Le rendement moyen des chantiers à bélier pendant les trois dernières années est de 10 t/homme/poste, compte tenu des réparations et des pannes. Ce rendement comprend tous les postes intéressant la taille, y compris le transport dans 1 000 m de voie. Le rendement obtenu avec l'abattage à la main était de 2 t/homme/poste.

Le bélier n'a pas encore été essayé dans du charbon tendre et en plateure. Il constitue probablement à l'heure actuelle l'engin d'abattage le plus économique pour les couches minces à charbon dur disposées en dressant et semi-dressant.

## 2) EN GRANDE-BRETAGNE

### 1° Principe.

En Grande-Bretagne, à cause de la dureté des charbons, la mécanisation s'est surtout développée dans le sens de l'utilisation des haveuses avec chargement à la main sur des convoyeurs de taille. Cette évolution a finalement conduit à la mise au point de machines qui abattent et chargent le charbon sur les convoyeurs. Les plus perfectionnées de ces machines sont peut-être l'abatteuse-chargeuse Meco-Moore et le trépanner Anderson-Boyes. L'abatteuse-chargeuse donne d'excellents résultats, mais est malheureusement d'une application limitée car les conditions requises pour son emploi sont rares.

La mécanisation présente déjà beaucoup de difficultés dans les veines relativement puissantes (de 1 mètre et plus). La mise au point de méthodes d'abattage et de chargement mécanique dans des veines très minces (moins de 60 cm), qui sont économiquement et techniquement acceptables, s'est révélée extrêmement difficile. Les différents types d'abatteuse-chargeuse sont tout à fait inadaptés.

La mécanisation de l'abattage en veines très minces revêt pourtant une grande importance.

Dans deux divisions du N.C.B., plus de 10 % de la production totale proviennent de veines dont la puissance est inférieure à 60 cm. Les veines plus puissantes s'épuisent d'ailleurs petit-à-petit, ce qui se traduira dans l'avenir par une augmentation de la production provenant des veines les plus minces.

Dans les circonstances actuelles, il semble généralement impossible d'exploiter les veines très minces de manière économique, avec les méthodes qui utilisent les haveuses et le chargement à la main sur les convoyeurs.

Le rabot a été introduit en Grande-Bretagne avec l'intention de l'adapter à l'exploitation des couches minces.

Cette méthode d'exploitation dans laquelle le charbon est abattu par tranches minces conduit à un meilleur contrôle du toit. Contrairement à ce qui se passe avec la haveuse traditionnelle, il n'y a pas une charge soudaine sur les étançons de la taille, on se rapproche au contraire à ce point de vue de l'abattage à la main, où la charge supportée par le soutènement augmente lentement et progressivement.

Toutefois, à cause de la dureté du charbon, l'utilisation du rabot est, avec la plupart des modèles, très limitée à moins qu'il n'y ait une préparation préalable du front.

Les recherches pour augmenter les possibilités de rabotage s'orientent dans deux sens :

1) animer l'élément de coupe d'un mouvement de vibration de façon à raboter des veines plus dures et plus compactes, mais également à diminuer la force nécessaire.

Les premiers essais dans ce sens amenèrent à la construction de différentes variétés de rabots « activés ». Un essai fut effectué en Ruhr avec le rabot à résonance.

En Grande-Bretagne un essai a été fait pour construire un rabot activé travaillant sur un principe différent des premières conceptions allemandes. La machine (le Huwood Slicer) est montée sur le convoyeur (fig. 18) et comporte une partie coupante placée sur le côté du convoyeur, en forme de charrue symétrique et formée par des plaques oscillantes de bas en haut sur lesquelles sont placées des séries de pics de haveuses amovibles. Le mouvement de rotation des plaques oblige les pics à frapper le charbon d'une manière

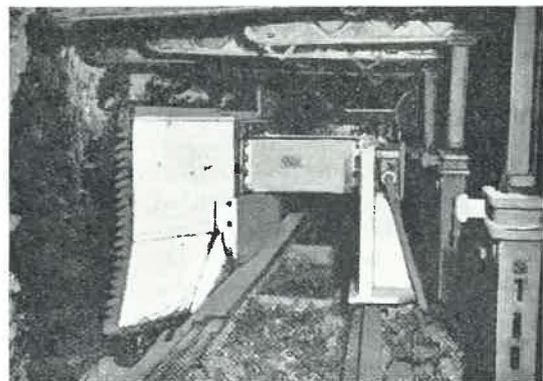


Fig. 18. — Rabot Huwood en taille.

analogue à celle qui est réalisée par les marteaux pneumatiques à main dans l'abatage. Les pics de haveuse effectuent une saignée verticale ayant une épaisseur maximum de 30 cm. Le corps de la machine ayant une forme de charrue rejette le charbon abattu sur le convoyeur.

Le Centre de Recherches du N.C.B. a également mis au point un rabot activé qui a donné beaucoup de promesses au cours d'essais au fond.

La réalisation de méthodes simples de mise en vibration des éléments de coupe des rabots semble une nécessité et le domaine des ultra-sons pourrait sans doute être exploré avec utilité. Des recherches ultérieures, sur la structure des veines de charbon et ce qui en résulte vis-à-vis du principe du rabotage, sont nettement désirables au préalable.

2) Préparation du charbon avant rabotage.

- a) dans beaucoup de cas, des veines qui sont naturellement trop dures sont devenues rabotables au moyen d'un préhavage;
- b) l'infusion d'eau en veine immédiatement en avant de la taille a suffi dans quelques cas pour rendre le charbon plus tendre;
- c) enfin, on essaie actuellement le tir avec infusion d'eau (voir chapitre II : Techniques de l'abatage à l'explosif). Le charbon est non seulement fissuré et rendu rabotable mais la teneur en poussières de l'air des chantiers est fortement réduite;
- d) des essais de tir au cardox en charbon non havé n'ont pas donné de résultats.

2° Contrôle du toit.

Le rabotage nécessite un front dégagé c'est-à-dire qu'aucun étançon ne doit être placé entre le convoyeur et le front.

L'introduction de rallonges articulées a facilité la mise au point de ce soutènement. Dans les cas de très mauvais toit, des essais sont faits avec rallonges coulissantes (slide bar).

Un système hydraulique a déjà été présenté dans lequel deux rallonges sont situées côte à côte et peuvent être ripées vers l'avant tout en laissant les étançons en place (1) (fig. 19).

Un meilleur contrôle du toit serait encore assuré si les rallonges étaient indépendantes de manière à pouvoir en avancer une tandis que l'autre resterait calée au toit. Une double rallonge coulissante (fig. 20) a été mise au point dans ce but. Mais elle utilise le principe de l'arc-boutement avec coin en acier pour serrer la rallonge contre le toit. La tête spéciale peut être utilisée avec n'importe quel type d'étançon. On utilise des rallonges en fer I portant des entailles sur l'aile supérieure, suivant un écartement correspondant à la largeur d'allée. Pour réussir avec cette méthode il faut que le toit soit très régulier.

Des essais de soutènement marchant sont actuellement en cours dans la Division Durham.

Ceux-ci existent en deux dimensions; une série

(1) Voir Bultec « Mines » Inichar n° 40 « Le soutènement hydraulique ».



Fig. 19. — Etançon hydraulique avec tête articulée supportant deux rallonges.

pour les veines très minces de 30 à 45 cm de puissance (fig. 21) et la seconde pour les veines dont la puissance est de 75 à 90 cm (1).

(1) Voir Bultec Mines Inichar n° 40 « Le soutènement hydraulique ».

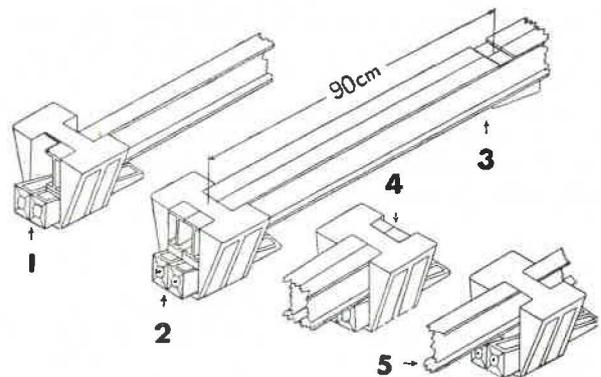


Fig. 20. — Rallonges jumelles coulissant dans une tête qui s'adapte aux étançons à frottement ou d'autre type

- 1) Rallonge laissée en place côté vieux travaux
- 2) Etançon côté vieux travaux
- 3) Etançon intermédiaire tête enlevée
- 4) Etançon côté front
- 5) Rallonge ripée à front.



tout le problème du soutènement lors de l'emploi de la Meco-Moore car, dans ce cas, le toit ne peut être soutenu qu'après le passage de la machine, donc en retard sur le front d'abattage.

Divers procédés ont été adoptés pour déplacer ou diminuer la cassure du toit :

a) On reporte la cassure en avant, au-delà du fond de l'allée, en approfondissant une des saignées (généralement celle du mur) au-delà de la rouilleuse. Des coins en forme de L sont placés au fur et à mesure de l'avancement de la machine dans la saignée créée en avant du front abattu (fig. 23). Ces coins soutiennent la veine et empêchent en même temps le renversement du charbon dans l'allée qu'on vient d'ouvrir.

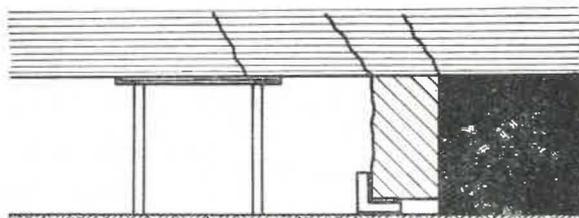


Fig. 23. — Influence d'une plus grande profondeur de la saignée inférieure.

La profondeur supplémentaire donnée à la saignée inférieure varie de 0,3 à 0,75 m suivant la largeur de la havée effective, afin de placer la cassure du toit dans une position favorable dans l'allée suivante. Cette saignée approfondie ne se trouve pas toujours au mur, on peut parfois l'utiliser plus efficacement à la hauteur du bras supérieur.

b) Dans certaines couches à très mauvais toit, le second bras de havage est placé sur tourelle et pratique une saignée à 20 cm du toit. Les 20 cm supérieurs de la couche sont abandonnés et sont beaucoup plus faciles à soutenir que le schiste tendre qui constitue le toit réel. Avec ce procédé, il faut pulvériser constamment de l'eau sur le bras supérieur parce que les havrits de la saignée supérieure tombant librement dans le courant d'air créent beaucoup de poussières.

c) On réduit le plus possible la convergence des épontes tout en ne poinçonnant ni le mur ni le toit. La méthode ordinairement employée con-

siste à établir des épis de remblai de 3,6 m de largeur, alternant avec des zones foudroyées de 7,2 m où on place deux et quelquefois trois piles. Ces piles sont équipées d'effondresseurs Meco et calées au toit avec des coins en bois. On commence à utiliser les piles hydrauliques.

Là où l'on rencontre un toit ou un mur trop tendre, on augmente la surface de base des piles et étaçons et ainsi la densité d'étaçonnage. L'étaçon le plus employé est l'étaçon hydraulique.

Au point de vue facilité d'abattage, il y a intérêt à orienter le front perpendiculairement à la direction des clivages. La rouilleuse les fend par le travers et le charbon tend naturellement à tomber vers la chargeuse. Au cours des premiers essais, plusieurs fronts furent tracés à 45° sur la direction des clivages parce que des expériences antérieures avaient montré qu'habituellement le contrôle du toit était plus facile sur cette ligne.

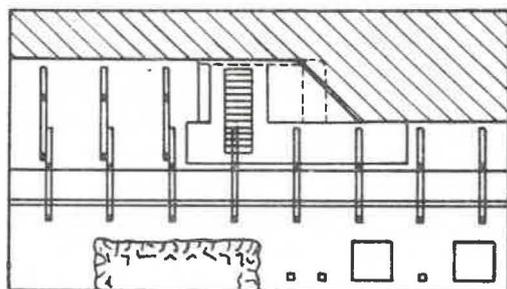
On a trouvé que, d'ordinaire, quand on charge dans le sens des clivages ouverts (fig. 24), le charbon vient mieux, mais tend à s'affaisser sur les bras haveurs, ce qui augmente la charge du moteur d'entraînement en même temps que la quantité de charbon menu. Quand on charge dans le sens des clivages fermés, le charbon reste en place à cause du retard du havage vertical et passe par-dessus la chargeuse sans se briser.

Si, en général, la direction des clivages donne l'orientation du front, on doit aussi considérer la pente. Il est plus avantageux de travailler dans une taille en montant qu'en descendant. Quand on charge en descendant, le charbon tend à glisser sur les bras de havage au lieu de tomber dans l'auge de la chargeuse, ce qui provoque une surcharge des moteurs.

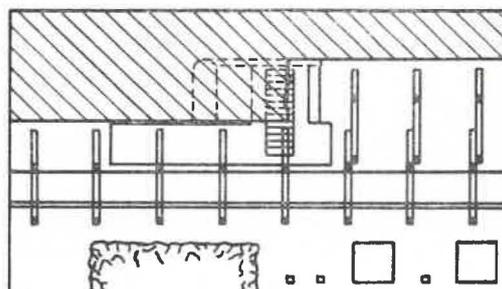
Un essai a été fait dans une taille dont la pente variait de 18 à 21°. L'abatteuse-chargeuse travaillait parfaitement en montant, alors qu'en descendant le charbon découpé tombait entre les deux chaînes horizontales, provoquant une surcharge de la machine et une importante dégradation des produits.

Dans les couches où les gros blocs de charbon provoquent des ennuis au chargement, on peut utiliser des bras à champignons. Ils ralentissent la vitesse de la machine et augmentent la production de havrits.

Le convoyeur de taille doit être beaucoup plus puissant dans le cas de l'abattage avec la Meco-



Chargement avec clivages ouverts



Chargement avec clivages fermés

Fig. 24. — Influence de l'inclinaison des liquets par rapport au front, sur le chargement.

Moore que dans le cas du chargement à la main parce que, pendant tout le temps où la chargeuse fonctionne près de la tête de taille, le convoyeur est lourdement chargé sur toute sa longueur, ce qui n'est pas le cas avec des ouvriers répartis le long du front.

Les pointes de production et les gros blocs que donnent les abatteuses-chargeuses obligent à utiliser des convoyeurs répartiteurs au pied de taille de façon à centrer convenablement le charbon sur le convoyeur de voie. Pour des tonnages supérieurs à 450 t/poste, on recommande d'utiliser des courroies de 910 mm de largeur avec des rouleaux distants de 0,9 m d'axe en axe.

Il est possible de faire travailler deux machines Meco-Moore sur un front desservi par un convoyeur unique. L'essai a été réalisé dans une taille de 220 m avec trois voies, deux servant d'entrée d'air et la troisième de retour d'air.

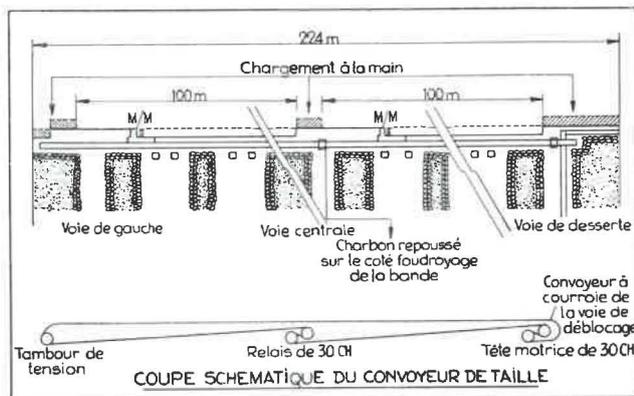


Fig. 25. — Mise en œuvre de deux Meco-Moore dans une taille « Simple-unit ».

La figure 25 donne un schéma de cette taille et une vue en élévation du convoyeur de taille.

C'est un convoyeur à brin inférieur porteur avec deux têtes motrices identiques entraînées par des moteurs de 30 CV. La courroie a 760 mm de largeur et comporte six plis. Elle frotte sur une infrastructure, spécialement construite pour l'installation en taille, et ne se trouve pas à plus de 11 cm du mur. Une tête motrice est placée au pied de taille, l'autre au milieu. Chaque abatteuse-chargeuse travaille le long d'une demi-taille.

Au moment où le charbon de l'abat-teuse-chargeuse supérieure passe sur la tête motrice du milieu de la taille, il est repoussé du côté foudroyage de la bande de façon à laisser une place libre sur le côté front pour recevoir le charbon de l'abat-teuse-chargeuse inférieure.

Pour réaliser l'abattage continu et charger plus d'une allée en 24 heures, au lieu d'utiliser une unité haveuse et une unité de chargement (parties dont est constituée une Meco-Moore ordinaire) on utilise une unité chargement avec trois unités haveuses.

Une unité haveuse associée avec l'unité chargement fait l'abattage de l'allée en cours, la deuxième unité haveuse se trouve dans la niche vers

laquelle la machine se dirige, prête à partir. Enfin, la troisième have la seconde niche et sera placée par la suite, prête à l'abattage.

Chaque fois qu'on arrive à une niche, on trouve une unité haveuse déjà tournée et prête à être accouplée à l'unité chargeuse, et le temps nécessaire à tourner la machine pour sa course de retour est ainsi très réduit. On peut le faire au changement de poste. La figure 26 illustre le procédé employé.

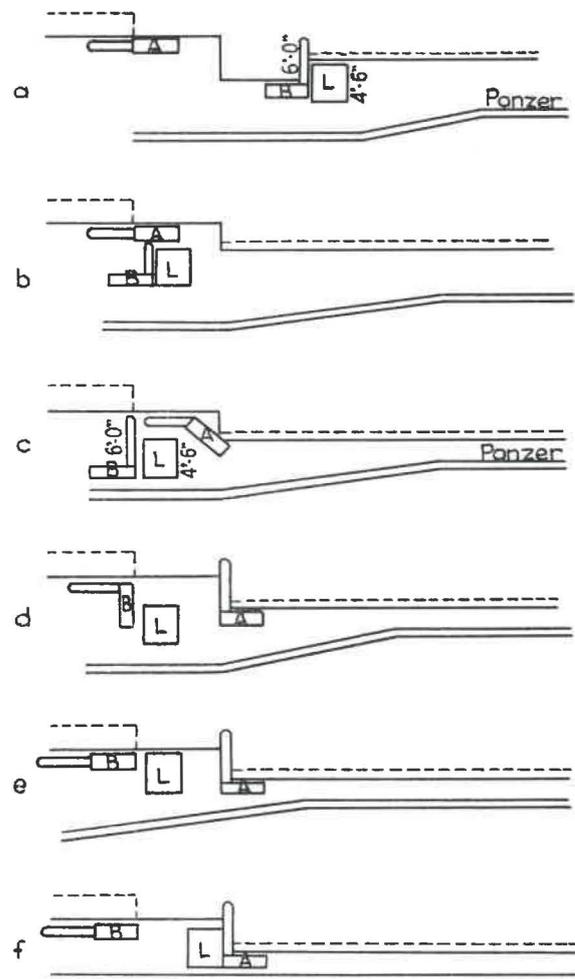


Fig. 26. — Retournement de la machine en fin de poste.

Cette méthode de travail implique que le convoyeur de taille puisse être ripé. On utilise un Panzer ripé dans la nouvelle allée au fur et à mesure de l'avance de la haveuse.

Des systèmes convenables de pulvérisation et de jets d'eau sur les diverses chaînes peuvent être installés pour abattre les poussières; ils donnent de bons résultats.

## TARIÈRE A CHARBON

La machine d'abattage « Auger-Drill », tarière à charbon, n'a pas été reprise dans la nomenclature ci-dessus parce qu'elle n'abat pas le charbon le long d'un front continu, mais procède par sondages très rapprochés et de grand diamètre.

Elle est surtout utilisée aux Etats-Unis pour l'extraction du charbon dans les exploitations à ciel ouvert et semble avoir de moins en moins de succès dans les exploitations souterraines.

Un essai d'exploitation par tarière a été fait au Groupe de Petite-Rosselle et il nous a paru intéressant d'en donner les résultats.

L'essai de la tarière à charbon Joy AD<sub>2</sub> au groupe de Petite-Rosselle des Houillères du Bassin de Lorraine pouvait, pensait-on, apporter les solutions aux problèmes suivants :

- 1) L'exploitation des couches à fort pendage étant prévue, soit par petites tailles rabattantes, soit par chambres et piliers, la tarière, capable de forer dans le charbon des trous d'une trentaine de mètres de longueur, devait permettre un creusement rapide et économique de ces traçages en assurant des percements d'aérage, servant de « trous canons » (desserrage) pour le tir d'élargissement définitif en galerie;
- 2) La tarière devait permettre l'exploitation économique d'un certain nombre de veines minces qui n'avaient pas été exploitées jusqu'à présent;
- 3) On espérait avec une tarière facilement déplaçable creuser rapidement, dans les traçages normaux en voie, un trou canon de 30 m de profondeur dégazant plus ou moins le gisement et qui aurait suffi pour l'avancement normal d'une voie pendant une semaine.

Les venues d'eau consécutives aux essais de chambres et piliers ayant rendu les traçages avec tarière moins urgents, celle-ci fut essayée pour l'exploitation de veines minces au puits St-Charles, les essais de percement d'aérage et de trou canon pour voie de fond étant remis à plus tard.

A la suite des premiers essais, des modifications importantes ont été apportées à la machine.

Des prélèvements d'air effectués immédiatement derrière la tête de travail ont montré que la teneur en CH<sub>4</sub> augmentait régulièrement avec la profondeur du trou. Pour obvier à cet inconvénient, on a réalisé l'injection d'air à la tête de travail.

Deux mises au point ont dû être faites concernant les pics de havage :

- a) chaque pic a été muni d'une butée pour empêcher tout glissement;
- b) les pics extérieurs ont été orientés de façon à donner un jeu de 3 mm autour de la tête de forage.

Pour réduire le temps de déplacement de l'engin :

- 1) un treuil hydraulique Joy Sullivan type F 113 a été monté à demeure sur la machine. L'huile sous pression est fournie par la pompe de la tarière. La force de traction minimum est de 4 800 kg. Auparavant, le treuil était placé en haut du montage et, à chaque déplacement, il fallait qu'un homme monte dans la voie de tête pour la ma-

œuvre, ce qui causait une perte de temps importante;

- 2) trois vérins supplémentaires, identiques à ceux qui équipent la machine, ont été installés sur la tarière. Deux de ces vérins bloquent la machine au toit, le troisième sert au poussardage nécessaire pendant la foration. Les commandes de ces vérins sont groupées. De plus, un jeu de vannes permet de les immobiliser ainsi que les quatre vérins de mur.

Le réglage en direction et en azimut est réalisé par un viseur type fusil et un niveau, mais il est accéléré du fait que la machine repose uniquement sur ses vérins.

La tête de foration d'origine a une longueur de 0,85 m. et pèse 270 kg. Sa manœuvre est pénible et longue. D'autre part, elle se coince assez facilement dans le trou dès qu'il y a un peu de pression. Cette tête a été remplacée par une autre très réduite de 0,26 m de longueur et d'un poids de 135 kg.

Ainsi modifiée, la machine a été essayée dans une veine de 1,20 m d'ouverture et de 26° de pente. La figure 27 donne l'encombrement de l'engin et la section du montage de départ, tandis que la figure 28 donne le schéma de foration.

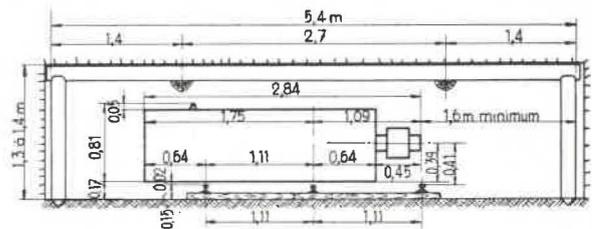


Fig. 27. — Encombrement de l'auger-Drill Joy AD<sub>2</sub> et section du montage de départ.

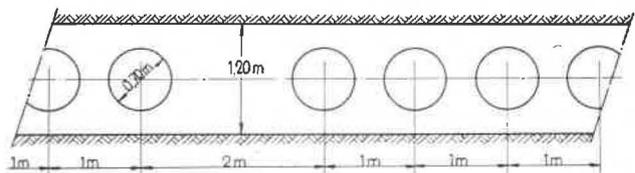


Fig. 28. — Schéma de foration avec l'Auger-Drill.

On fore quatre trous à 1 m d'axe en axe et on saute un trou. Le taux de récupération ne dépasse guère 25 %.

On a quelquefois dépassé 35 m de longueur de foration pour un trou, mais il semble que la longueur la plus rentable soit de l'ordre de 25 m. C'est dans les derniers mètres, en effet, qu'il arrive le plus d'accidents et que la vitesse de foration diminue le plus. On se trouve à la limite de puissance du moteur.

D'autre part, on observe des déviations importantes rendant difficile la tenue de la tête en plein charbon, surtout dans les veines minces qu'on a l'intention d'exploiter (0,70 à 0,80 m). L'exploitation se faisant dans le panneau gauche du montage, les trous obtenus présentent une double déviation vers la droite et vers le bas; la déviation vers le bas croissant plus vite que celle vers la

droite en fonction de la profondeur du trou. On compense la déviation vers le bas en partie par la déviation vers la droite et en partie par une inclinaison montante de 1/2 % au départ.

On réalise un cycle dans les temps suivants :

— foration d'un trou de 25,20 m . . . . .	77'
— déplacement . . . . .	24'
Total du cycle. . . . .	101'

ce qui permet de faire un peu plus de trois trous par poste.

Pour que la machine soit utilisable dans de bonnes conditions, il faudrait réaliser un cycle de quatre trous par poste.

Les résultats du calcul de rentabilité, dont nous soulignons le caractère quelque peu théorique, sont résumés dans le tableau II.

Avec trois trous par poste, on obtient un rendement de 3,6 t alors que le rendement moyen du quartier Saint-Charles est de 4,5 t, mais la tarière procure par contre un gain de prix de revient compris entre 19 et 54 F F/t (1).

Si on arrivait à forer quatre trous par poste, le gain de prix de revient monterait à plus de 200 F F/t.

Il conviendrait tout d'abord de voir si une tête Korfmann ne donnerait pas, grâce à la disposition des taillants en cône, une meilleure vitesse d'avancement en laissant les données de puissance de la machine inchangées.

Il y a ensuite lieu de munir la machine d'un certain nombre de perfectionnements permettant son calage accéléré (étançons hydrauliques scellés, mis en mouvement par la pompe de la tarière). Enfin, la question de puissance de l'engin est peut-être à revoir, de même que la possibilité de forer deux trous opposés, offerte par les tarières Korfmann et Cardox.

TABLEAU II.

	4 trous/poste		3 trous/poste	
	Marche à 3 postes	Marche à 2 postes	Marche à 3 postes	Marche à 2 postes
Production/poste . . . . .	61 tonnes	61 tonnes	43 tonnes	43 tonnes
Production journalière . . . . .	183 tonnes	122 tonnes	129 tonnes	86 tonnes
Rendement . . . . .	4,35 t	4,35 t	3,6 t	3,6 t
Comparaison avec le quartier moyen Saint-Charles :				
Rendement . . . . .	— 0,15 t	— 0,15 t	— 0,9 t	— 0,9 t
Economie M. O. . . . .	— 10 F/t	— 10 F/t	— 165 F/t	— 165 F/t
Economie fournitures . . . . .	+ 263 F/t	+ 263 F/t	+ 271 F/t	+ 271 F/t
Dépenses supplémentaires forfait. . . . .	— 20 F/t	— 20 F/t	— 20 F/t	— 20 F/t
Amortissement (différence avec la haveuse)	— 13,60	— 38	— 32	— 67
Economie de prix de revient à la tonne par rapport à l'ensemble du quartier de Saint-Charles . . . . .	+ 220 F	+ 195 F	54 F	19 F

## V. — TENDANCES ACTUELLES DANS LES PROGRES DE SOUTÈNEMENT EN GRANDE-BRETAGNE

Le système de soutènement peut limiter la vitesse d'avancement d'un front d'abattage de deux façons : en ne remplissant pas son rôle qui est d'empêcher suffisamment la convergence des épontes ou en exigeant trop d'heures d'ouvrier pour son déplacement. Les systèmes de soutènement utilisés actuellement en Grande-Bretagne visent surtout la rapidité de pose et de dépose.

### 1) SOUTÈNEMENT DES TAILLES

#### A) Etançons.

Ces dernières années, la tendance a été à l'emploi d'éтанçons coulissants. Ils contribuent à la

(1) N.d.I.R. — Remarquons toutefois qu'il s'agit de couches de 0,70 m à 0,80 m exploitées à 25 % seulement.

rapidité et à la continuité de l'avancement du front de taille du fait que :

- 1) Grâce à leur longueur réglable, on ne perd pas de temps à prendre des dispositions spéciales pour parer aux variations de la puissance;
- 2) Beaucoup d'étauçons coulissants peuvent se placer et être repris plus rapidement que les étais en bois ou les étauçons rigides en acier, spécialement quand on les emploie avec des bêtes articulées;
- 3) La perte d'étauçon est diminuée par suite de la reprise plus facile et du coulisement possible à partir d'une certaine charge qui les protège contre le flambage;
- 4) Les caractéristiques de résistance à la compression que l'on obtient avec de bons étauçons coulissants à charge rapide, combinées avec la facilité d'application d'un serrage initial, conduisent à un bon contrôle des terrains.

On admet en Grande-Bretagne que les étauçons hydrauliques sont imbattables pour la facilité et la rapidité de pose et d'enlèvement et pour l'uniformité de la portance, laquelle est rapidement atteinte après la pose. La plus grande objection à l'emploi des étauçons hydrauliques est leur prix d'acquisition élevé et leur coût d'entretien important. La première objection est indiscutable, mais de récentes études ont montré que les frais d'entretien ne sont pas aussi élevés que les premières estimations l'avaient fait apparaître.

L'étauçon hydraulique est un des éléments les plus importants de la concentration dans un chantier, aussi se développe-t-il de plus en plus en Grande-Bretagne.

La figure 29 donne le nombre total d'étauçons de chaque espèce en service dans les mines de Grande-Bretagne depuis 1951 jusque 1954.

Un des plus remarquables est l'étauçon Dowty « Monarch » (1).

Il présente les caractéristiques suivantes :

- 1) une pompe à main à deux étages permet de développer l'étauçon à une vitesse de près de 25 mm par coup jusqu'à ce qu'il soit serré

(1) Voir Bultec « Mines » Inichar n° 40 — Le soutènement à pression hydraulique.

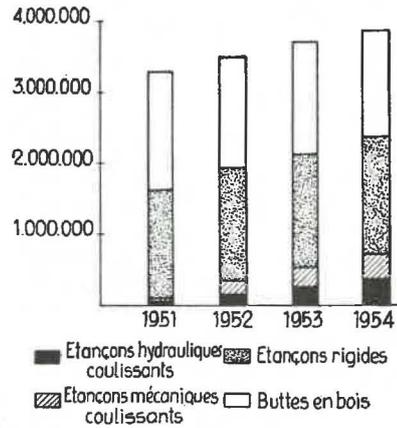


Fig. 29. — Livraisons totales d'étauçons coulissants aux mines anglaises comparées avec les nombres d'étauçons rigides en acier et en bois en service.

entre toit et mur, après quoi le pompage passe automatiquement à haute pression et l'on peut obtenir la charge initiale de serrage de 10 t avec quelques coups de pompe supplémentaires variant avec la dureté du mur;

- 2) bien que le préserrage soit de l'ordre de 10 t, on peut établir les étauçons pour une charge initiale plus forte jusqu'à la charge de coulisement;
- 3) l'étauçon atteint la portance de 20 t après un affaissement du toit de 2,5 mm. Il coulisse pour une charge constante de  $20 \pm 1$  t;
- 4) le foudroyage peut se produire aussi progressivement qu'on le veut. La descente de l'étauçon se règle à volonté en tirant sur l'extrémité d'un bras de levier qui fait fonctionner la soupape de décharge par l'intermédiaire d'une came. Mais dès que la charge sur l'étauçon est tombée à 10 t, on peut amener le levier à la position horizontale, pour laquelle la soupape de décharge se bloque dans sa position d'ouverture et l'étauçon s'affaisse rapidement sous l'effet de son propre poids;
- 5) des dispositions sont prises pour qu'on puisse fixer de courtes rallonges sur le sommet de l'étauçon pour adapter l'étauçon à l'ouverture de la taille.

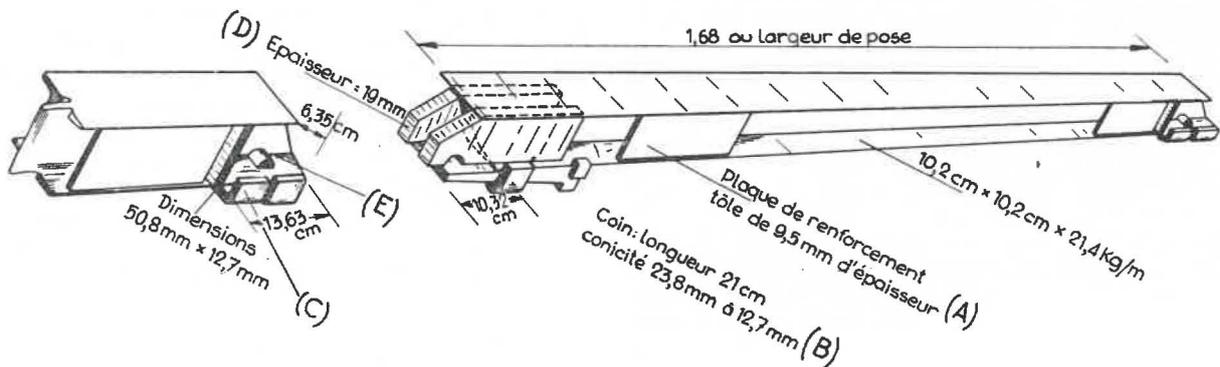


Fig. 30. — Construction du chapeau de toit en acier Hanman.

## B) Bêles.

L'application du front dégagé en vue de riper le convoyeur de taille a permis des avancements rapides et, de ce fait, une plus grande concentration de l'abattage.

La bête articulée ou la « bête glissante » sont les deux supports de toit s'appliquant le mieux à cette méthode (voir chapitre du rabotage. Contrôle du toit).

A ce point de vue, la bête Hanman introduite ces dernières années en Grande-Bretagne et destinée au soutènement des voies de taille et des niches, est très intéressante. Cette bête est constituée d'une lourde poutrelle construite par éléments que l'on peut assembler rapidement les uns aux autres (fig. 30) de façon à former une longue bête ayant une résistance égale à celle d'une poutrelle d'une seule pièce. Elle permet, dans les niches, de manœuvrer des machines, telles que des haveuses ou des haveuses-chargeuses, beaucoup plus facilement et beaucoup plus rapidement que quand on se sert de poutrelles d'une seule pièce.

## C) Soutènement à avancement automatique.

Même avec les types les plus modernes d'étauçons hydrauliques et de bêles articulées, la manutention des étauçons et des bêles demande un certain temps qui est, dans une large mesure, inversement proportionnel à la main-d'œuvre dont on dispose pour faire le travail. Au fur et à mesure que la vitesse d'abattage du charbon avec les machines modernes augmente, la vitesse d'avancement de la taille s'approche de la limite de la vitesse possible de la dépose, du déplacement et de la mise en place des étauçons et des bêles.

Le National Coal Board s'est attaché en ces dernières années à la mise au point de systèmes de soutènement à avancement automatique.

L'un des plus simples est le système Bolton (1).

En supposant qu'on avance séparément les éléments pairs et impairs, il faut quatre minutes pour faire avancer de 25 cm tout le soutènement d'une

(1) Voir Bultec « Mines » Inchar n° 40. — Le soutènement à pression hydraulique et ses applications.



Fig. 51. — Construction de la pile hydraulique à avancement automatique Seaman.

taille. Les essais initiaux sont terminés et des dispositions sont prises pour équiper une taille entière de façon que l'on puisse mettre au point la technique de l'utilisation de ce soutènement sur une large échelle.

Le système de piles hydrauliques Seeman est probablement un de ceux qui a trouvé les plus larges applications. Chaque unité de ce système (fig 31) consiste en une pile carrée constituée par quatre montants hydrauliques disposés dans un châssis en acier. Ces quatre étauçons sont interconnectés hydrauliquement et l'un d'entre eux porte le dispositif de soupape servant pour les quatre. Un vérin hydraulique est monté sur le socle du châssis de la pile et sert à la déplacer vers l'avant, tandis qu'une certaine proportion de piles placées à des distances appropriées portent des vérins supplémentaires pour pousser le convoyeur de taille en avant (fig. 32). Le fluide uti-

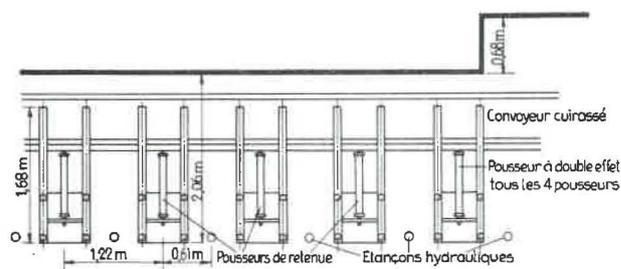


Fig. 52. — Disposition d'une taille exploitée avec le trepanner Anderson-Boyes et soutenue par des piles hydrauliques Seaman.

lisé pour le fonctionnement des étauçons est un mélange d'eau et d'huile soluble. La force nécessaire est fournie par une pompe placée dans la galerie de roulage. L'échappement des cylindres hydrauliques se fait à l'air libre. La charge initiale est de 24 t pour chacun des étauçons. La charge d'affaissement, qui est de 120 t, est contrôlée par une soupape d'échappement placée sur l'étauçon principal.

Deux tailles ont été équipées partiellement avec ce soutènement. Le temps total nécessaire pour procéder à l'avancement d'une pile avec un étauçon hydraulique Dowty comme soutènement intermédiaire est de 2,03 minutes.

### Soutènement vers l'arrière-taille.

Dans une taille, le soutènement de l'allée côté remblai ou foudroyage supporte la plus forte charge. Dans le cas de murs tendres ou de toit déliteux, il y a intérêt à utiliser des piles dans cette allée, pour éviter le poinçonnage des épontes.

En Grande-Bretagne on utilise :

- 1) des piles mécaniques. La pile Muschamp (1) est une des plus efficaces. Elle peut être livrée avec une tête contenant des coins permettant d'appliquer une charge initiale au moment de la pose;

(1) Voir Annales des Mines de Belgique, juillet 1952, p. 555.

2) la pile hydraulique Dowty (1) avec laquelle on peut obtenir une charge initiale de 20 t et qui coulisse à 80 t. Certaines de ces piles ont été munies de vérins d'avancement.

Les temps exprimés en minutes d'ouvrier nécessaires au déplacement des différentes sortes de piles ont été chronométrés :

Pile d'acier avec effondreurs mécaniques . . . . .	4,13 minutes
Pile hydraulique Dowty avancée à la main . . . . .	2,21 minutes
Pile hydraulique Dowty avec vérin d'avancement . . . . .	1,00 minute

**E) Contrôle de l'arrière-taille.**

Le foudroyage est le meilleur système de contrôle de l'arrière-taille au point de vue de la concentration. Il permet une économie de main-d'œuvre et une vitesse d'avancement plus élevées. La proportion de tailles foudroyées en Grande-Bretagne a augmenté, cependant en 1954 il n'y avait encore que 19 % de la longueur totale des fronts de taille qui fussent foudroyés. Des considérations telles que le contrôle des terrains et la diminution des affaissements, la prévention contre les combustions spontanées, l'évacuation des pierres du fond, etc., obligent à une forme quelconque de remblayage.

Le remblayage mécanique implique l'emploi du convoyeur de taille pour le transport des pierres, à moins qu'il ne soit possible d'utiliser un second transporteur de taille (2).

Le remblayage pneumatique rend l'opération de remblayage indépendante du convoyeur de taille et on peut procéder à ce remblayage pendant l'abatage; c'est ce qui explique son développement actuel en Grande-Bretagne.

En 1954, 5 % de la longueur totale des fronts de taille ont été remblayés pneumatiquement et cette longueur augmente environ de 25 % chaque année.

Le remblayage doit s'effectuer à une vitesse suffisamment élevée pour suivre la vitesse de l'abatage. Cela implique que l'on dispose de quantités suffisantes de pierres et que l'on ait un système de transport capable de les amener à la remblayeuse à une vitesse suffisante.

La seule remblayeuse qui convienne pour des longues canalisations de l'ordre de 900 à 1 400 m est la « Torkret Automat », tandis que la seule que l'on puisse considérer comme capable de soutenir un débit de 600 t/poste est la Brieden K2 120.

Un des inconvénients du remblayage pneumatique a toujours été la forte consommation d'air comprimé, principalement dans les mines complètement électrifiées.

Le N.C.B. a étudié une remblayeuse spéciale construite par Keir et Cowder de Glasgow destinée à être placée dans la taille elle-même, en alignement avec l'allée à remblayer, cela élimine les canalisations dans les galeries et le coude à l'en-

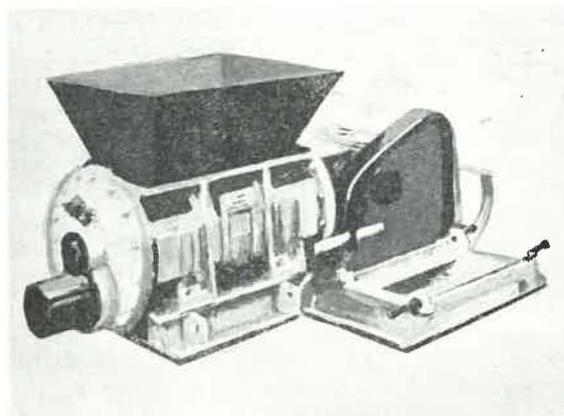


Fig. 33. — La remblayeuse pneumatique à basse pression du N.C.B.

trée de la taille. Pression et volume d'air comprimé nécessaires sont fortement réduits. La remblayeuse est actionnée à l'électricité. Elle ne mesure que 84 cm de hauteur (fig. 33). La diminution de la consommation d'air comprimé permet l'utilisation d'un compresseur au fond. La figure 34 représente un turbo-compresseur à trois étages, à refroidissement par l'air actionné à

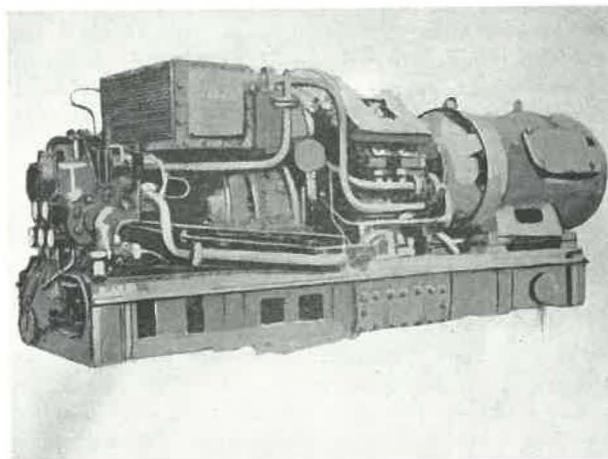


Fig. 34. — Compresseur centrifuge à trois étages à refroidissement par l'air Metro.

l'électricité, construit par la Metropolitan-Vickers. Cette machine mesure 3,96 de longueur, 1,50 de hauteur et 1,07 de largeur. Elle comprime 56 m<sup>3</sup> par minute à une pression de 1,4 kg/cm<sup>2</sup>. Elle peut être commandée à distance par l'opérateur chargé de la conduite de la machine.

**2) CREUSEMENT ET SOUTÈNEMENT DES VOIES**

La concentration de la production dans une taille dépend en partie de sa vitesse d'avancement et, par le fait même, de la vitesse d'avancement des voies. Un des plus grands obstacles que l'on rencontre dans une taille à abatage continu est la difficulté de creuser les voies et mettre en place leur soutènement pendant l'abatage.

(1) Voir Bultec « Mines » Inichar n° 40.

(2) Voir Bultec « Mines » Inichar n° 46.

Le travail de coupage des épontes au toit et au mur n'a pas été mécanisé en Grande-Bretagne au-delà de l'usage d'explosifs et de l'emploi de perforatrices pneumatiques ou électriques. Cependant, en ce qui concerne l'évacuation des terres de coupage, le scraper a permis d'accélérer grandement l'opération.

Vers fin 1954, quelque 220 scrapers de remblayage étaient en service dans les mines de Grande-Bretagne pour la construction des murs de remblai, soit dix fois plus qu'il y a deux ans (1). Il convient spécialement dans les couches minces en plateau où la remise des pierres en taille est spécialement lente et onéreuse.

## VI — MECANISATION DANS LES VEINES PENTEES ENTRE 20° ET 40°

Les gisements en demi-pendage ont de tout temps été considérés comme d'exploitation difficile. Une pente de 20 à 40° paraissait rendre très difficile une mécanisation poussée.

Au siège de Sainte-Fontaine où tout le gisement est compris entre 25 à 40°, on a réussi à appliquer toutes les méthodes de plateaux. Avant l'introduction des convoyeurs blindés, le siège exploitait par longue taille d'étage à étage avec havage, tir et foudroyage intégral sur soutènement en bois. Après une longue série d'expériences, l'instrument de desserte standardisé dans tous les chantiers fut le convoyeur freineur Demag à double chaîne.

La puissance des couches varie de 0,80 m à 3 m.

La longueur des tailles varie suivant les hauteurs d'étage : 130 à 200 m pour les étages supérieurs, 160 à 280 m pour les étages inférieurs.

### Le convoyeur blindé.

Le convoyeur blindé utilisé en plateaux fut modifié pour les forts pendages.

Les palettes doivent avoir au moins 90 mm de hauteur pour éviter le roulement des blocs de charbon dans des pendages supérieurs à 32-33° et il est bon de prévoir, à distance convenable, des palettes surélevées.

Par suite de l'augmentation de l'encombrement du brin inférieur, il a fallu soulever la tôle de fond du convoyeur et, par suite du mou, la largeur de la tôle de guidage du brin inférieur a été augmentée pour éviter les déraillements.

La tension du brin supérieur étant relativement faible, quand le convoyeur fonctionne en descenseur, la chaîne épouse naturellement des changements de pente importants et le guidage du brin supérieur n'est plus nécessaire (fig. 35). Le convoyeur ainsi modifié donne les avantages suivants :

- gain très important sur la puissance nécessaire au fonctionnement du blindé;
- meilleure utilisation de la section;

Dans le chapitre « Rabotage », un exemple est donné de la remise en taille de toutes les pierres du bosseyement de la voie de transport au moyen de ce procédé dans une couche de 43 cm d'ouverture.

Il est difficile de se rendre compte de la façon dont on pourrait mécaniser l'opération du soutènement. Le boulonnage du toit est plus rapide que la pose des cadres habituels en acier.

Toutefois, il restera toujours de nombreuses galeries dans lesquelles le boulonnage seul ne pourra suffire et dans lesquelles il faudra toujours se servir de cadres d'acier.

Pour augmenter la rapidité de pose, il faut les rendre plus légers et plus maniables.

- possibilité d'avoir des palettes de surface utile plus importante pour une largeur de bac donnée;
- simplification de la forme des maillons d'attache;
- possibilité d'utiliser des palettes rabattables.

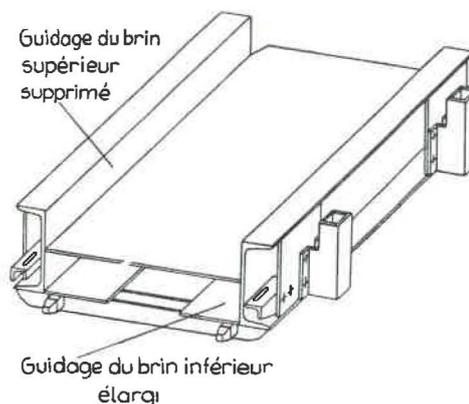


Fig. 35. — Couloir de convoyeur blindé transformé pour les forts pendages.

Le système d'attache permet le ripage. Il assure une souplesse latérale et verticale suffisante et réglable au fond. Il y a intérêt en marche normale à limiter la souplesse latérale. Des couloirs trop souples sont difficiles à ripper. L'attache est démontable au fond. C'est en effet le point relativement faible des engins blindés.

Le maillon d'attache des palettes est horizontal et maintient la palette entre deux méplats.

Pour éviter la chute de charbon du côté remblai, on installe des tôles latérales placées de façon à laisser le passage du traîneau de la haveuse.

Le ripage de la tuyauterie à rotules en taille se fait en même temps que le freineur par une fixation souple et amovible au couloir.

La tête motrice se situe en tête de taille. Une puissance de 50 CV est nécessaire pour débloquer une taille de 250 m de longueur dans une couche

(1) Ce procédé est décrit en détail dans le Bultec « Mines » Inichar n° 58. — Le remblayage par raclage.

de 3 m de puissance et faisant une allée journalière de 1,20 m.

Pour éviter que des blocs de longueur supérieure à la largeur du couloir ne prennent appui sur les bords du couloir et ne glissent à grande vitesse sans être arrêtés par les palettes, des sabots amovibles sont fixés sur le bord du couloir côté front tous les dix mètres environ. Ils arrêtent le bloc et le centrent sur le descenseur.

*Le soutènement métallique en porte-à-faux.*

Le soutènement métallique, combiné avec un foudroyage intégral, peut convenir en fort pendage.

Le Siège de Sainte-Fontaine a 13 longues tailles en activité dans des veines de 0,80 m à 3 m. Douze sont équipées actuellement de convoyeurs blindés et soutènement métallique en porte-à-faux. Il y a 12 700 étançons Gerlach 47 et 14 300 bèles articulées G.H.H. en service effectif au fond.

Il est à noter que :

- 1) Sauf cas particulier, l'allée journalière est seule possible. Les allées multiples conduisent à une trop grande concentration de personnel à front et à une simultanéité gênante d'opérations. La sécurité est alors mal assurée;
- 2) Il y a alors intérêt à faire l'allée la plus large possible. On a admis la bèle de 1,20 m et un porte-à-faux de 0,90 m. Le passage de la bèle de 0,80 m à la bèle de 1,20 m a fait augmenter le rendement quartier de 37 % environ.

**MECANISATION TOTALE EN VEINE MINCE.**

Le freineur tel qu'il a été décrit ne permet pas l'exploitation des veines les plus minces. En effet, on ne peut exploiter les veines de puissance inférieure à la somme des hauteurs du convoyeur, de la haveuse y compris le traîneau, et des bèles métalliques. De plus, le convoyeur blindé ne permet pas le havage au mur de la couche et la banquette reste à abattre et à charger.

La solution est donnée par le convoyeur blindé angulaire. Cet engin permet le havage au mur.

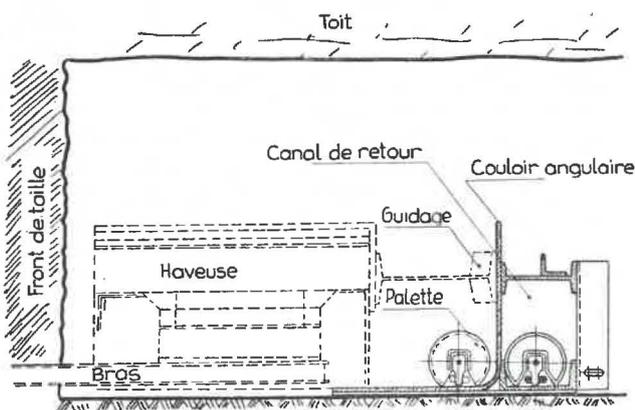


Fig. 36. — Convoyeur blindé angulaire pour veines minces.

Le couloir élémentaire de 1,50 m est constitué essentiellement par une tôle pliée à angle droit. La partie verticale est archoutée latéralement sur un fer I et un fer U de 180 mm formant canal de retour (fig. 36). La haveuse se déplace sur la partie horizontale de la tôle, tout en prenant appui par traîneau latéral sur la partie de tôle verticale. Le traîneau maintient la haveuse à 220 mm de la tôle latérale de façon à laisser un passage pour la chaîne entre la tôle verticale du convoyeur et la haveuse. Un guidage (fer plat, courbé aux extrémités) flanque latéralement la haveuse (fig. 36).

L'assemblage des bacs se fait sans recouvrement. Le couloir amont glisse sur une tôle soudée au-dessous et en tête du couloir aval lors du ripage.

La vitesse de la chaîne ne doit pas dépasser 50 cm/sec pour les raisons suivantes :

- 1) une vitesse accélérée conduit à des chocs qui tendent à décrocher des gros blocs qui glissent alors dangereusement;
- 2) il y a toujours intérêt à marcher « à plein » de façon à faire descendre le charbon (fines et gros) de manière continue;
- 3) une vitesse élevée amène des frottements inutiles;
- 4) pour une puissance déterminée au moteur, il y a intérêt à avoir une force de traction sur chaîne aussi élevée que possible.

Au delà de 140 m de longueur de taille, la puissance de la tête motrice doit être de 40 à 50 CV.

Après tir, la haveuse redescend, le bras équipé de petites cuillères forgées (pics à pointe aplatie) (fig. 37) en chargeant les produits que le tir a seulement fissurés.

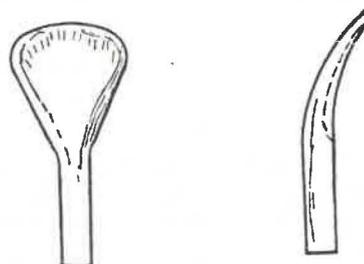


Fig. 37. — Cuillère forgée équipant le bras de havage pour le chargement des produits.

Cette méthode a permis une mécanisation quasi-intégrale en veine mince puisque 92 % du charbon sont chargés mécaniquement. Pour pouvoir l'appliquer, les conditions sont :

- un pendage supérieur à 23°;
- un toit relativement bon;
- une taille-conduite hors pente et
- un bon alignement du front.

Les limites supérieures de pendage ne peuvent encore être fixées par suite d'une expérience trop réduite.

*Mécanisation des veines puissantes.*

L'utilisation du convoyeur blindé dans les veines puissantes fut une importante amélioration,

mais laisse sans solution le problème de la banquette. Ce problème est d'ailleurs compliqué par la nécessité en veine très puissante de haver souvent à une hauteur importante. Un havage au ras du blindé amène en effet des renversements de front de taille très dangereux.

Deux solutions ont été envisagées :

- l'extension du blindé angulaire aux veines puissantes;
- l'utilisation de la haveuse intégrale Anderson.

L'utilisation du blindé angulaire pose un problème de sécurité dans les couches d'ouverture supérieure à 1,80 m. Un essai est en cours dans une couche de 2,20 m d'ouverture avec un descenseur angulaire surélevé.

Si, avec cette méthode, le hors-pendage est défavorable pour le travail à front, il facilite par contre beaucoup le foudroyage.

Des essais ont été effectués à Sainte-Fontaine avec la haveuse intégrale Anderson. Elle est posée sur le convoyeur, le bras calé à 105° de l'axe de traction (fig. 38).

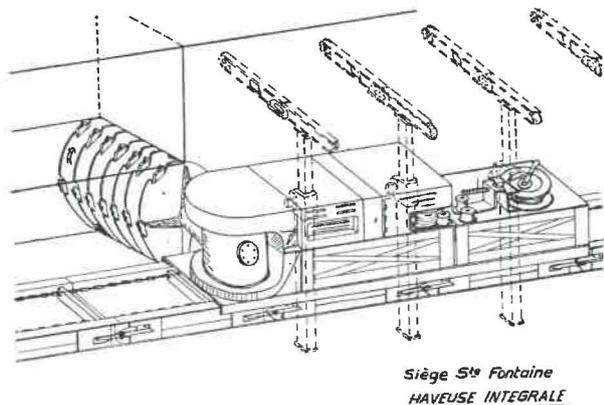


Fig. 38. — Haveuse intégrale Anderson.

Pendant la montée de la haveuse, le charbon est havé jusqu'au mur. Il reste en place un banc de charbon au toit, qu'on doit généralement abattre à l'explosif.

A la descente, on équipe la haveuse de cuillères et on fait tourner les disques d'amont vers l'aval. Le charbon est projeté sur le convoyeur. On réalise un chargement intégral des produits abattus. Mais, la hauteur de havage n'étant pas réglable, le tir n'est pas supprimé et cette machine broie fortement le charbon. De plus, le havage intégral n'est possible que dans des veines de charbon relativement tendre (en charbon dur, on casse une quantité invraisemblable de pics) et on ne réalise que des passes de 0,80 m, alors qu'il y a intérêt à déhouiller des passes de 1,20 m.

Pour remédier en partie à ces inconvénients, on a réalisé à l'atelier du siège un prototype de haveuse-chargeuse intégrale. Cette machine comporte un bras de havage normal et derrière une tête à arbre horizontal portant le tambour muni de pics ou de cuillères. C'est ce dernier dispositif qui constitue l'outil de chargement; il est en même temps armé de pics car l'expérience du chargement par haveuse en descendant dans les blindés angulaires a montré que l'outil de chargement doit être un outil coupant. En effet, aucun tir n'est totalement efficace : de larges zones de charbons restent en place. D'autres parties sont à peine ébranlées par le tir. L'outil de chargement doit pouvoir enlever le charbon mal ou non abattu.

En position de chargement, l'axe du tambour est incliné à 105° environ sur la direction du havage. L'outil de havage est un bras classique.

A la montée, la haveuse have normalement, les disques sont enlevés et le bras porte-disques est ramené dans l'axe du blindé. Le tir suit le havage. A la descente, on met en service le tambour de chargement.

La profondeur utile de chargement est 1,20 m. Cela entraîne une profondeur de 1,35 m entre le bord du blindé et le front vierge.

Cette machine a été essayée dans une couche de 1,40 m de puissance et 30° de pente. La taille de 220 m de longueur était équipée d'un convoyeur blindé. Après havage de la taille et tir, la haveuse chargeuse a nettoyé parfaitement le front de taille jusqu'au mur.

Enfin, on projette un outil de coupe très analogue à celui des « Continuous Miners » américains (fig. 39).

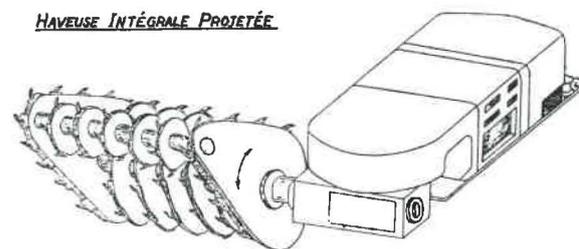


Fig. 39. — Projet de haveuse-chargeuse.

Il comporte deux tambours équipés de pics flanqués de deux bras de havage verticaux à chaîne dont la position de l'arbre porte-disques inférieur peut être aisément modifiée en cours de havage. Suivant la position des bras de havage, on obtient le réglage en hauteur. La transmission à la chaîne côté charbon se ferait par l'intermédiaire de l'arbre porte-disques supérieur. La fixation du bras côté charbon se ferait sur une plaque fixée à la tourelle.

# Journée des applications de la pétrologie à la cokéfaction

organisée par INICHAR, à Liège, le 26 mai 1955

## INLEIDING

*Het Nationaal Instituut voor de Steenkolennijverheid heeft op 23, 24 en 25 mei 1955 te Luik de tweede bijeenkomst van het Internationaal Comité van steenkolenpetrologie ingericht, die door verscheidene eminente specialisten van deze betrekkelijk nieuwe wetenschap werd bijgewoond.*

*Gebruik makend van de aanwezigheid dezer geleerden in België, heeft Inichar bovendien ten bate van de belgische nijverheid, op 26 mei een studiedag ingericht over de toepassingen van de petrologie op de verkooksing.*

*Een groot aantal afgevaardigden van de steenkolen-, metaal- en cokesnijverheid evenals van de electriciteitsvoortbrengers, woonden deze studiedag bij, die doorging in de nieuwe lokalen van de A.I.Lg, waar een belangrijke tentoonstelling van wetenschappelijke apparaten, aangepast aan het petrologisch onderzoek, was ingericht.*

*De meeste leden van het Internationaal Comité voor Petrologie, hetzij een vijftigtal petrologen uit bijna alle steenkolenvoortbrengende landen, woonden deze manifestatie bij.*

*De lezers gelieven hierna, in chronologische orde, de gecondenseerde tekst te vinden van de uitzettingen die op deze studiedag werden voorgedragen en de samenvatting van de bijzonderste gedachtenwisselingen waartoe zij aanleiding gaven.*

*Tot besluit van deze dag drukte de heer Venter de wens uit dat de in uitvoering zijnde opzoeken de nijverheid nieuwe verbeteringen zouden mogen bijbrengen en dat de technische vooruitgang op dit gebied met vrucht zou kunnen toegepast worden door de belgische industrie.*

## INTRODUCTION

*L'Institut National de l'Industrie Charbonnière a organisé à Liège, les 23, 24 et 25 mai 1955, la Deuxième Réunion du Comité International de Pétrologie du Charbon ayant réuni d'éminents spécialistes de cette science relativement neuve.*

*Désireux de faire bénéficier l'industrie belge de leur présence en Belgique, Inichar a, de plus, organisé le 26 mai une Journée des Applications de la Pétrologie à la Cokéfaction.*

*Un grand nombre de délégués des industries charbonnière, métallurgique, cokière et électrique ont répondu à cette invitation et se sont réunis dans les nouveaux locaux de l'A.I.Lg. où une importante exposition de matériel scientifique adapté à la pétrologie était organisée.*

*La plupart des membres du Comité International de Pétrologie, soit une cinquantaine de pétrographes venus de presque tous les pays charbonniers du monde, assistaient également à cette manifestation.*

*Les lecteurs trouveront ci-après, dans l'ordre chronologique, le texte condensé des exposés de cette Journée et un résumé des principales interventions qu'ils ont suscitées.*

*En conclusion de la Journée, M. Venter exprime le vœu que les recherches actuellement en cours continuent à apporter à l'industrie des perfectionnements nouveaux et souhaite plus particulièrement que les progrès techniques décrits dans les exposés puissent être appliqués avec profit en Belgique.*

## ALLOCATION DE J. VENTER,

Directeur d'INICHAR.

Mesdames, Messieurs,

Au nom d'Inichar, je vous souhaite la bienvenue à cette Journée.

Je salue spécialement M. Meyers, Directeur Général des Mines, qui représente ici le Ministre des Affaires Economiques, et M. Delarge, Directeur de la Division de la Production qui représente la Haute Autorité de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier, ainsi que les nombreuses personnalités des milieux universitaires et industriels.

Ces derniers comportent d'éminents représentants des producteurs et des utilisateurs dont la présence commune est de bon augure pour l'intérêt des travaux.

Je salue aussi les membres encore très nombreux du Comité International de la Pétrologie du Charbon et son Président, M. Potonié. La présente Journée fait suite aux travaux en Belgique de ce Comité qui comporte des délégués en provenance d'Afrique du Sud, d'Allemagne, d'Australie, de Belgique, d'Espagne, des Etats-Unis, de France, de Grande-Bretagne, de l'Inde, du Japon, des Pays-Bas, de la Sarre, d'U.R.S.S. et de Yougoslavie. Il vient de tenir une session d'études en Belgique sous la présidence de M. le Professeur Legraye.

Inichar a estimé opportun, comme suite aux travaux de ce Comité, d'organiser une Journée des applications industrielles de la pétrologie et de viser notamment les applications à la cokéfaction.

M<sup>lle</sup> Mackowsky et MM. Asai, Tanno, Burstlein, Hoffmann et Jully vous exposeront certaines réalisations industrielles. Il a paru indispensable que ces exposés soient précédés d'une introduction de portée plus générale.

J'ai demandé à M. Grand'Ry, Chef de la Division des Recherches à la Carbonisation Centrale à Tertre, spécialiste belge bien connu, de vous faire un exposé introductif élémentaire relatif à la pétrologie des charbons. Cet exposé a pour objet, notamment, de familiariser chacun avec la terminologie actuellement employée et qui évolue assez rapidement.

M. Noël, Docteur en sciences attaché à Inichar, vous parlera ensuite très brièvement de l'origine végétale des constituants de la houille et du mode d'étude des échantillons.

Cette journée est organisée uniquement en français. Seul M. Asai parlera en anglais, mais son texte sera traduit.

Durant la discussion, il sera cependant possible de parler en anglais ou en allemand. La traduction sera assurée.

## QUEL INTERET PRATIQUE PEUT-ON ATTACHER A L'ANALYSE PETROLOGIQUE DES HOUILLES ?

par E. GRAND'RY,

Sous-Directeur aux Recherches  
Soc. Carbonisation Centrale et Carbochimique à Tertre.

Il m'a été demandé, en guise d'introduction à cette Journée consacrée à des applications de la pétrologie à la pratique, d'énoncer quelques généralités sur la façon dont un pétrologue considère la houille.

Je vais m'efforcer de présenter son point de vue à cet auditoire composé non seulement de charbonniers, pour lesquels la houille est un produit fini passant en d'autres mains, mais aussi aux *électriciens, cokiers, gaziers, sidérurgistes*, etc. ressortissant de techniques pour lesquelles la houille, et son prolongement, le coke, sont des *matières premières* de transformation.

\* \* \*

Comment un pétrologue voit-il une veine de charbon en place, un amas de grains ?

Un premier examen montre que le charbon n'est pas un tout homogène.

Selon la puissance des appareils optiques à sa disposition, il distingue trois degrés dans la complexité des surfaces polies soumises à son attention :

1) A l'œil nu ou à la loupe, on distingue des variétés de charbons *brillant, mat et fibreux*.

2) Si on y regarde d'un peu plus près en se servant de faibles grossissements au microscope en lumière incidente, on note qu'il est possible de faire un pas en avant dans la discrimination des types de houille.

On note successivement les aspects suivants :

— la *vitrite*, substance brillante pratiquement homogène, vide de structure botanique visible ou très peu figurée (fig. 1) se présentant en lits individuels ou sous forme de ciment ou d'agent d'imprégnation de corps figurés.

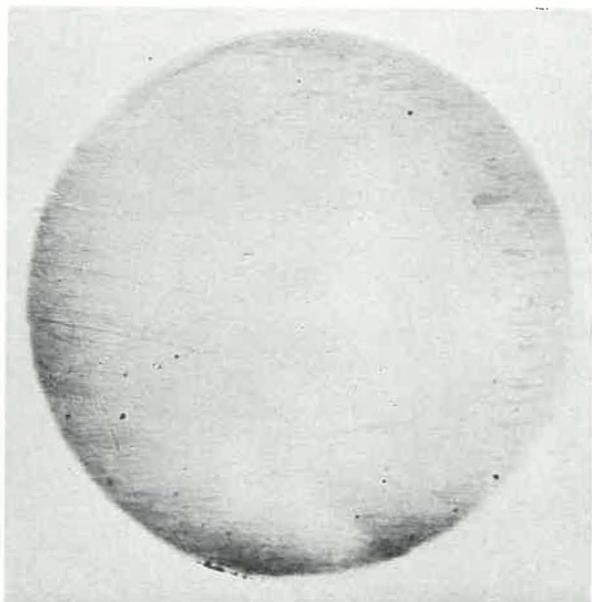


Fig. 1. — Vitrite (collinite).

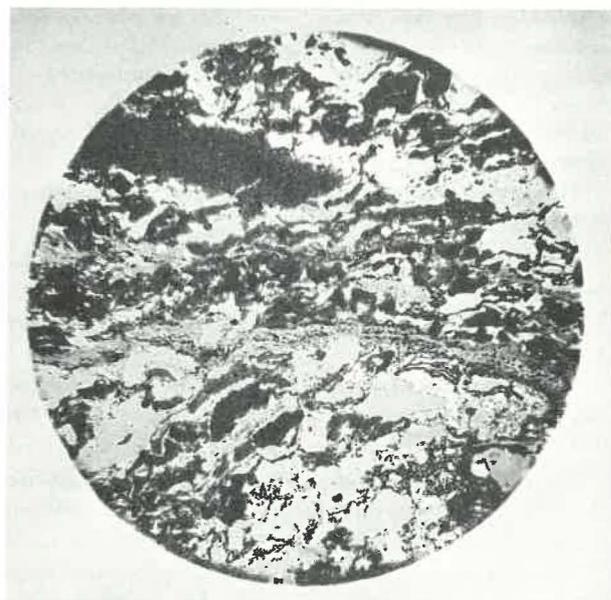


Fig. 3. — Durite (micro- et mégaspores, micrinite).

Dans les houilles agglutinantes, la vitrite est l'élément possédant des propriétés fusibles liées au pouvoir de gonflement et à la plasticité.

— la *clarite*, complexe composé du type de houille précédent et de restes de spores (exine) en proportions variées (fig. 2).

Du fait de sa composition, la clarite des charbons agglutinants possède des propriétés fusibles et plastiques et donne des sous-produits liquides en proportion de sa teneur en exine.

— la *durite* est un complexe composé de restes de végétaux nombreux et différents (fig. 3) que nous allons définir.

Il donne naissance à des sous-produits liquides et gazeux abondants lors de la carbonisation.

— la *fusite*. Ce terme désigne une houille formée principalement des sous-variétés de fusinite et semi-fusinite. De caractère inerte à la cokéfaction, il est fréquent, mais en général peu abondant, dans les houilles. Il se présente en lits minces ou en lentilles plus ou moins épaisses (fig. 4).

*N.B.* On est convenu de nommer *microlithotypes* les genres d'associations regroupées sous le § 2. Dans la terminologie adoptée, ils se reconnaissent au suffixe ITE.

3) L'emploi exclusif du microscope à des grossissements supérieurs à 50 diamètres permet de reconnaître les véritables constituants microscopi-

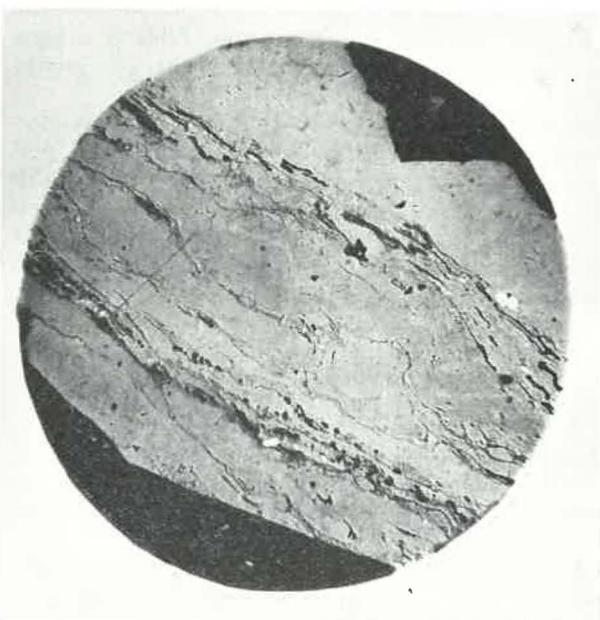


Fig. 2. — Clarite.

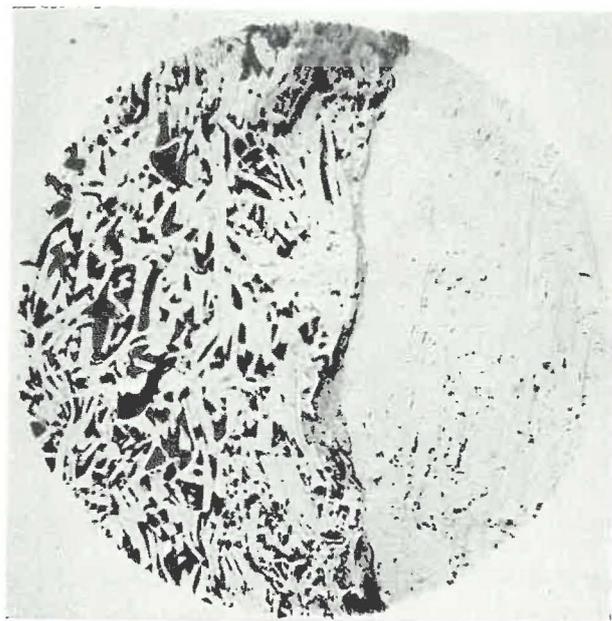


Fig. 4. — Fusite (fusinite à gauche, et semi-fusinite à droite).

ques élémentaires homogènes des charbons dont les associations en proportions diverses forment les microlithotypes que nous venons d'énumérer.

On est convenu d'appeler « macéraux » ces constituants élémentaires et on leur réserve le suffixe INITE dans la terminologie.

On distingue les types principaux de macéraux suivants :

**La vitrinite** : constituant de la vitrite. On en reconnaît deux variétés : la *Collinite* et la *Télinite*. Cette dernière présente une très légère structure botanique cellulaire.

**L'exinite** : constitue la matière des cuticules et des exines de spores présentes dans le clarite (cf. fig. 2).

**La micrinite** : substance granulaire, à contours définis, de forme irrégulière ou non, sans aucune structure botanique (cf. fig. 3).

**La fusinite** : charbon à structure cellulaire nette, souvent régulière, de tissus de bois, etc. Cavités cellulaires de toutes dimensions à section ronde, ovale ou allongée (fig. 4).

**La semi-fusinite** : Aspect analogue à la fusinite. La différence entre ces deux macéraux réside dans ce que l'éclat de la Fusinite sous le microscope est beaucoup plus vif, et que les dimensions des cavités cellulaires sont plus grandes (fig. 4).

La durite est un mélange variable de micrinite, exinite, semi-fusinite et fusinite.

4) Les *matières minérales* visibles constitutives de la majeure partie des cendres sont discernables à part. Si elles atteignent une proportion de 20 à 60 % intimement mélangée à un microlithotype, on nomme l'ensemble « charbon argileux ».

Si elles se présentent à l'état de ségrégations minérales, on a affaire soit à de la pyrite, de la sidérose, du quartz, de la calcite, etc. (fig. 5-6).

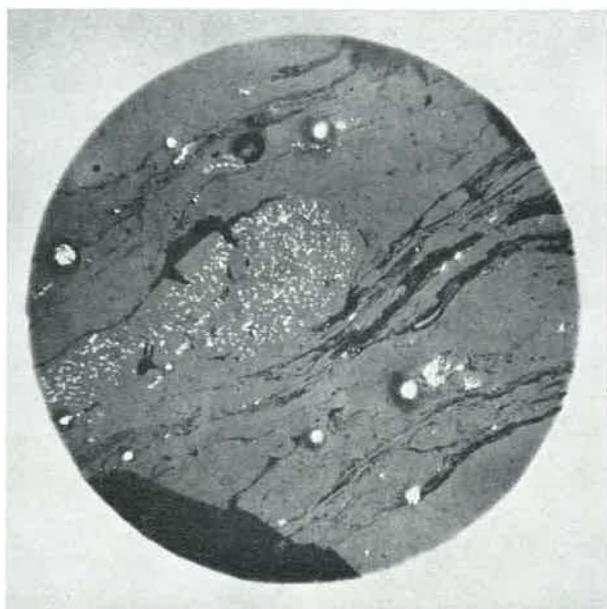


Fig. 5. — Pyrites (cristaux et concrétions) et argile.

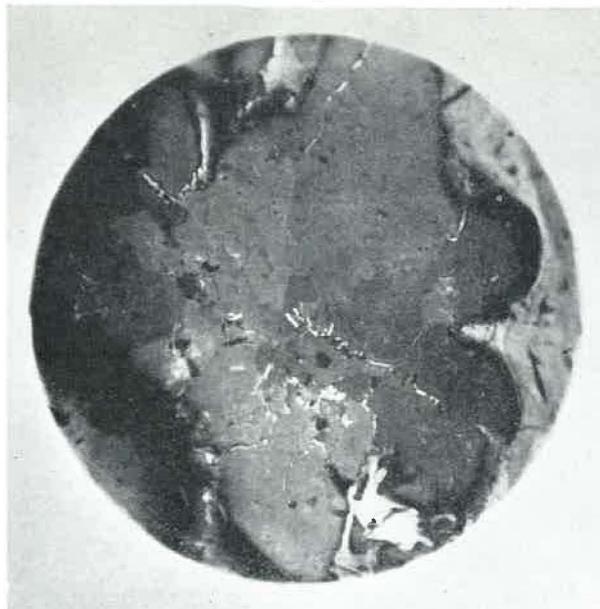


Fig. 6. — Sidérite.

Nous arrêtons à ces quelques données générales l'exposé de la discrimination sur laquelle a été échafaudée la nomenclature pétrologique. M. Noël, Dr. Sc. attaché à Inichar, précise par ailleurs, en paléobotaniste, ce que sont ces résidus élémentaires des plantes du Houiller et les modes de leurs associations.

Retenons de ce qui précède que l'emploi d'un microscope à lumière incidente avec des grossissements appropriés permet l'examen *qualitatif* de la composition d'une houille ou d'un amas de grains de charbon.

Si l'on munit cet appareil d'un dispositif de comptage multiple à vis micrométriques pourvues de verniers et agissant chacune séparément sur le mouvement général qui déplace la préparation sous l'axe optique du microscope (table d'intégration), on peut procéder à des analyses *quantitatives*.

Contrairement aux modes d'investigations classiques (cendres, matières volatiles, etc.) qui permettent aux praticiens de juger des charbons qu'ils traitent, cette analyse optique quantitative se fait *sans destruction de la matière*. Elle permet de reconnaître des caractéristiques importantes des charbons que nous allons préciser brièvement.

#### *Notion du rang ou degré de houillification.*

Après avoir vu et dénombré les variétés de formes organisées rencontrées dans les grains de houilles, le pétrologue est frappé par un second ordre d'observations : l'éclat variable des surfaces polies illuminées des différents grains.

Cet éclat variable, auquel l'œil est très sensible, est mesurable avec précision au photo-réfractomètre imaginé par Berek et réalisé avec des variantes par diverses firmes.

Il est en relation avec le degré de métamorphisme exprimé le plus souvent de façon approchée par un caractère associé : la teneur en matières volatiles (lois de Hilt et Schürmann).

En pratique, la mesure comparative du rang peut se faire en liaison avec une échelle progressive de vitrinites prélevées dans des veines de séquence stratigraphique normale du bassin considéré.

Cette mesure optique de rang permet :

- de caractériser rapidement les teneurs approchées en matières volatiles d'un charbon;
- de dire si un amas de grains constituant « une fine » est homogène ou non. S'il est formé d'une ou plusieurs espèces de charbons différents du point de vue du rang;
- d'examiner des prises instantanées prélevées sur wagons, bateaux, courroie, etc. et de caractériser la régularité de composition de ces mélanges tout au long de la chaîne de fabrication, ainsi que M<sup>lle</sup> Mackowsky le rapporte dans son exposé.

\* \* \*

Nous venons de dire que l'observateur voyait et mesurait dans une houille ou — en pratique — dans un mélange de grains de charbons :

- des structures pétrologiques caractéristiques représentant une association de corps doués de propriétés données (fusibilité, rendement en matières volatiles, amaigrissant, cendres, etc.);
- un éclat en relation avec le rang ou la « place » occupé dans la gamme allant des gras aux maigres par les charbons dont les divers grains composant « une fine » sont issus.

Pour juger de la valeur pratique d'un charbon « commercial », ces deux variables doivent être prises en considération ensemble.

Ainsi précisée, la notion de composition pétrologique constitue définitivement une caractérisa-



Fig. 7. — Pâte à coke à la température ordinaire — grains de 0,210 à 0,246 mm.



Fig. 8. — Pâte à coke chauffée à 400° C (point de rebroussement de sa courbe dilatométrique).

tion de base, laissant au praticien moins de part au hasard.

Elle conditionne :

1) Les propriétés agglutinantes en technique cokière.

On sait que les proportions exactes dans lesquelles les variétés de houilles plus ou moins fusibles et infusibles de diverses origines sont mélangées pour former une « pâte à coke » restent la condition *sine qua non* de la transformation de menus charbons en gros coke métallurgique.

Les figures 7, 8 et 9 empruntées à un exposé de MM. Coppens et Noël (27<sup>e</sup> Congrès de Chimie Industrielle, Bruxelles, 1954) illustrent bien le phénomène de la fusion passagère. Elles montrent comment la matière constituant les variétés fusibles de charbon contribuent, d'une part, à enrober les variétés inertes en un semi-coke cohérent et, de l'autre, à donner naissance par pyrogénéation aux sous-produits liquides et gazeux de la carbonisation.

2) Certaines applications spéciales : obtention de concentrés pétrologiques pour cokes spéciaux (de vitrite, de durite, etc.) Hydrogénation, etc.



Fig. 9. — Pâte à coke chauffée à 410° C (vitesse de boursoufflement très élevée),

3) La pétrologie, définie comme il vient d'être dit, conditionne aussi la division des veines exploitées en produits commerciaux : classés et fines.

Il est à noter que les compositions pétrologiques de charbons composant les fines et menus diffèrent des compositions moyennes obtenues lors de l'analyse optique de « piliers » complets des veines originelles.

Déjà les braisettes diffèrent parfois appréciablement à ce point de vue des 0/10 mm.

On a appelé « facteur d'hérédité » la résultante de toutes les actions mécaniques affectant le charbon d'une veine, depuis l'abattage jusqu'à la sortie des lavoirs, concassage éventuel exclu.

A la suite de ces actions, une veine donne naissance à une proportion assez constante de menus et classés.

Voici, pour l'ensemble de nos charbonnages, des valeurs moyennes de ces décompositions que nous devons à l'amabilité du Comptoir Belge des Charbons.

Gaillereries et criblés	5,4 %
Gailetins	3,2 %
Têtes de moineau	5,7 %
Braisettes	18,8 %
Petits grains et fines	38,2 %
Autres catégories : poussier et schlamm	28,7 %
	100,0 %

L'emploi du microscope à table intégratrice montre que les fines issues de veines, même analogues globalement du point de vue de leurs teneurs en matières volatiles, ne sont pas semblables.

Il permet de reconnaître aussi que ces veines se décomposent différemment en menus de propriétés particulières.

Comme dans un triage-lavoir, l'extraction de plusieurs chantiers est traitée ensemble, il s'ensuit que, même si la proportion de charbon en provenance de chacun d'entre eux reste constante, la composition des fines diffère du rapport des tonnages de chaque provenance différente.

L'examen optique permet, dans une certaine mesure, de caractériser la proportion de houilles de nature différente se trouvant mélangées dans les fines.

Enfin, la composition pétrologique conditionne encore une particularité considérée de plus en plus comme importante en technique cokière: la dureté *structurale* des grains des différentes variétés de charbon.

Cette dureté, qu'il ne faut pas confondre avec la dureté réelle mesurée au pénétromètre, détermine à son tour le profil granulométrique d'une fine à coke avant et après broyage. Certains grains de composition pétrologique donnée sont plus durs les uns que les autres. S'ils sont en même temps peu fusibles lors de la cokéfaction, leur influence sur la solidité du coke est loin d'être négligeable.

On peut chercher à conclure cet exposé « en lever de rideau ».

Si les déterminations classiques des matières volatiles et celles des propriétés agglutinantes que pratiquent les cokiers restent indispensables, on peut dire que l'analyse optique va plus loin. Elle permet de préciser aux agents responsables des mélanges de charbons à enfourner, certaines variations de leur matière première qui leur échappent jusqu'ici.

Le microscope à table d'intégration — derrière lequel il faut mettre quelqu'un d'exercé — devra trouver sa place dans des Services de Contrôle importants.

Il trouve aussi sa place, à mon sens, dans le contrôle des triages-lavoirs.

Il ne paraît même pas absurde de dire que la présence d'un élément qui penserait « pétrologie » ne serait pas inutile aux Directions des Travaux des Charbonnages lors de la discussion des plans d'exploitation au fond.

Ce pétrologue pratique émettrait des avis « qualitatifs » sur le choix des veines de charbon que l'on se propose d'extraire simultanément en ayant en pensée les qualités de leurs mélanges sortant du lavoir comme produits finis.

\* \* \*

De tout quoi il peut résulter pour l'industrie belge un progrès : de meilleures conditions de marche et plus de régularité à partir de matériaux indigènes plus étendus.

Si les analyses optiques peuvent inscrire ceci à leur actif, il vaut la peine de les prendre en considération.

## QUELQUES APPLICATIONS PRATIQUES DE LA CONNAISSANCE DES ELEMENTS VEGETAUX CONSTITUTIFS DES CHARBONS

par R. NOEL,

Docteur en Sciences, Attaché à INICHAR.

Dans la pétrologie appliquée comme dans la pétrologie pure, il faut toujours tenir compte des matières premières dont la nature s'est servie pour faire le charbon, c'est-à-dire les végétaux.

La nature vivante est essentiellement polymorphe. Ce caractère est à l'origine de la constitution

très hétérogène de la plupart des charbons; les photographies présentées par M. Grand'Ry et celles des figures 1 à 8 vous en convaincront aisément.

Cette hétérogénéité constitutive n'aurait pas une importance pratique considérable si, tout en

Fig. 1. — TELINITE :

Tissu végétal à structure plus ou moins conservée, à parois gélifiées et à cavités cellulaires remplies de résinite. Constituant assez abondant dans les zones brillantes et semi-brillantes des charbons peu évolués. Pouvoir cokéfiant très élevé, lié à un grand pouvoir de gonflement et une forte plasticité (250 X, imm. huile).

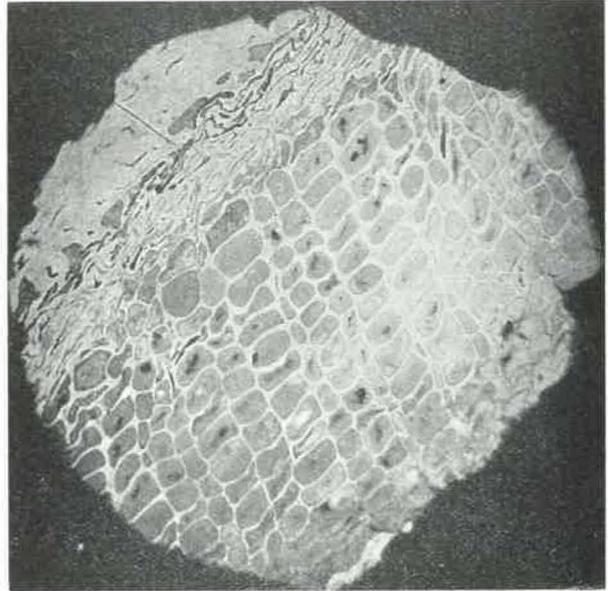


Fig. 2. — SEMI-FUSINITE :

Tissu végétal à structure plus ou moins conservée, à parois moins gélifiées mais plus carbonifiées que la télinite. Cavités cellulaires vides. Semi-amaigrissant dans la cokéfaction (250 X, imm. huile).

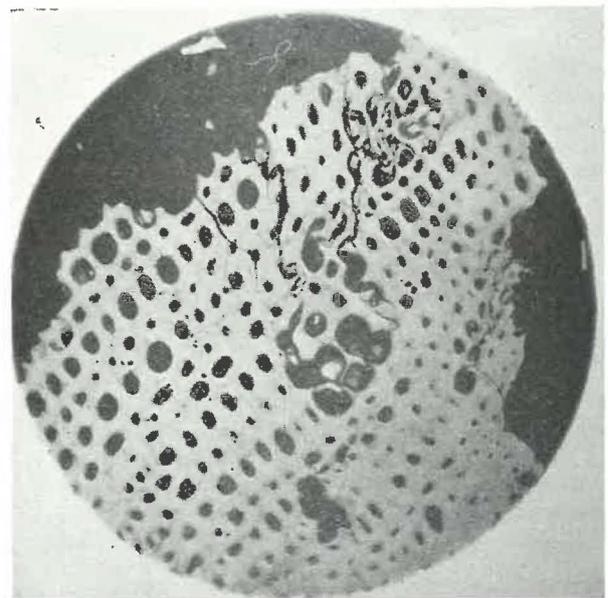


Fig. 3. — FUSINITE :

Tissu végétal à structure nette, souvent bien conservée quand les parois sont épaisses, généralement détruites quand elles sont minces. Parois très fortement carbonifiées. Cavités cellulaires vides ou minéralisées. — Pouvoir cokéfiant nul — Agit comme amaigrissant — Très faible rendement en sous-produits (250 X, imm. huile).

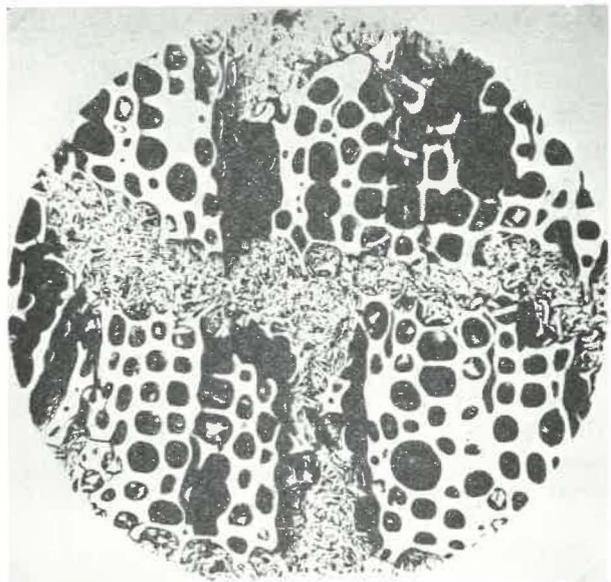


Fig. 4. — SCLEROTINITE :

Pseudo-tissu végétal constitué par un feutrage de filaments très carbonifiés de champignons. — Cavités irrégulières souvent vides. Propriétés cokéfiantes très voisines de la fusinite (250 X, imm. huile).

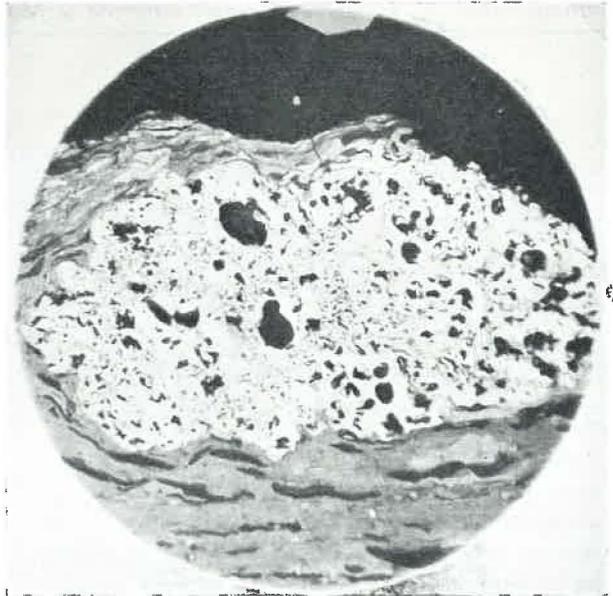


Fig. 5. — MICRINITE (fine) :

Constituant granulaire très particulier, remplissant parfois les cavités cellulaires des tissus (cfr. télinite) — Ses propriétés cokéfiantes se rapprocheraient de celles des constituants très carbonifiés — (fusinite, sclérotinite) (250 X, imm. huile).

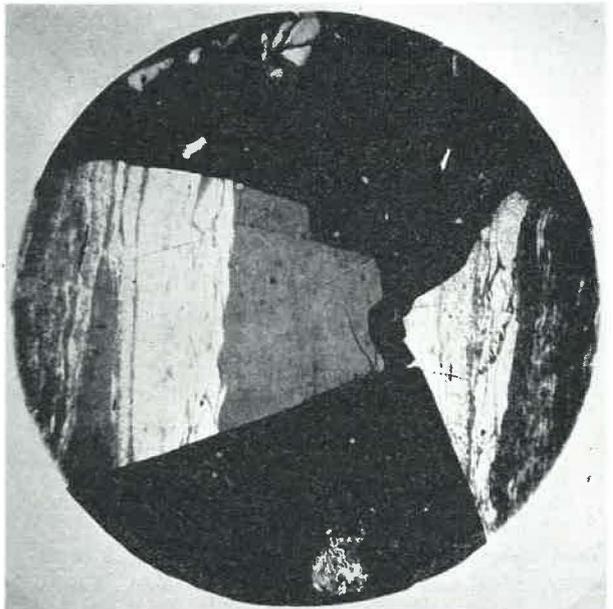
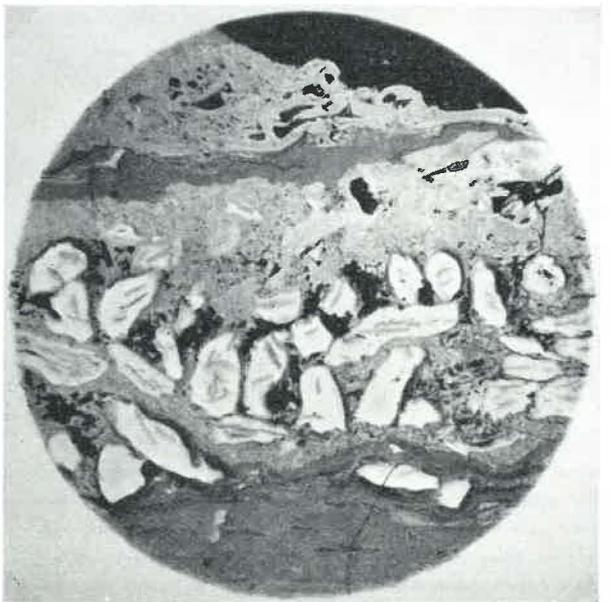


Fig. 6. — SCLEROTES :

Organes de survie des champignons, extrêmement résistants et fortement carbonifiés — Se rencontrent fréquemment, à l'état groupé ou isolé — Leur étude systématique pourrait servir à l'identification des veines — Inerte à la cokéfaction (250 X, imm. huile).



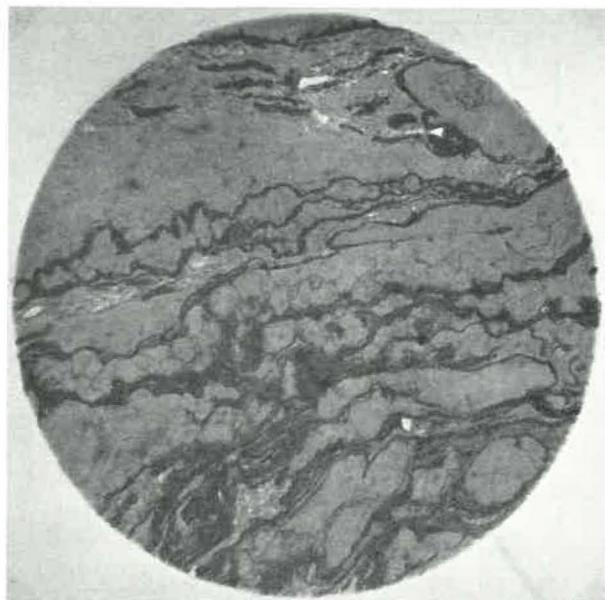


Fig. 7. — CUTICULES :

Enveloppes externes de cutine, de certaines feuilles de plantes fossiles — Bordures internes souvent dentelées — Forment avec les spores le groupe de l'exinite : le plus riche en matières volatiles (plus de 80 %) et en hydrogène (environ 10 %) des charbons peu évolués, et en sous-produits fluides à la cokéfaction — Ont été utilisées à des fins stratigraphiques (250 X, imm. huile).

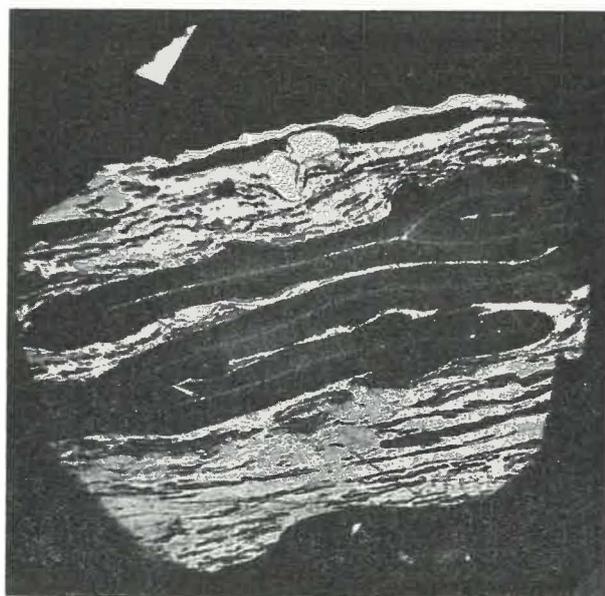


Fig. 8. — SPORES - MEGASPORES (Coupe longitudinale) :

Organes destinés à propager ou à conserver l'espèce végétale qui les forme — Très fréquentes et nombreuses dans la clarite et surtout la durite — Leur étude systématique est utilisée avec succès en stratigraphie — Propriétés cokéfiantes voisines de celles des cuticules, avec lesquelles elles forment le groupe de l'exinite (250 X, imm. huile).

conservant leur morphologie propre, les éléments végétaux constitutifs se comportaient de façon relativement uniforme dans les traitements technologiques du charbon.

Il n'en est rien pour la plupart des charbons industriels dans lesquels, au contraire, les éléments végétaux conservent encore des propriétés physiques et chimiques spécifiques. Ce fait est particulièrement vrai dans leur comportement au cours du processus qui nous intéresse aujourd'hui, la cokéfaction.

On comprend dès lors l'importance de la connaissance de ces constituants végétaux et de leurs propriétés technologiques propres. Toute étude sur un charbon industriel implique donc la connaissance pétrologique des éléments qui le constituent, surtout lorsque les analyses portent sur de faibles quantités de charbon ou sur des granulométries très fines, c'est-à-dire quand les facteurs de ségrégation jouent un rôle important sur cette matière première si hétérogène.

La connaissance des éléments végétaux constitutifs du charbon trouve encore une utilisation

pratique importante en stratigraphie, pour l'identification des couches.

Dans ce domaine, ce sont les spores ou éléments reproducteurs de plantes fossiles qui, par la résistance exceptionnelle de leur enveloppe externe, jouent un rôle considérable.

Les espèces de spores présentes dans une couche et leur répartition quantitative dans cette couche permettent de la caractériser. Ce fait s'est révélé exact dans les couches de lignites, où les spores sont le mieux conservées. Les recherches entreprises dans le même sens sur les charbons peu évolués semblent le confirmer.

Par ailleurs, l'accumulation en lits de certaines espèces de spores donne à des durains une constitution particulière qui reste constante sur de vastes superficies. Grâce à ces « crassi-durains » et « tenui-durains » par exemple, E. Stach a pu établir des corrélations très étendues entre veines dans le district de la Ruhr.

La figure 9 met en évidence, dans l'étude d'une couche belge, la valeur de ces bandes de durain au point de vue stratigraphique. Elle donne la représentation graphique de la constitution pétrographique de trois piliers de charbon représentatifs de la même couche, à des points géographiquement situés aux sommets d'un triangle équilatéral de 800 m de côté. La bande de durite caractéristique D se retrouve au même niveau dans les trois piliers.

Dans l'étude d'ensemble entreprise par Inichar sur les charbons belges en exploitation, le laboratoire de pétrologie procède, sur ces charbons, à deux espèces d'analyses qui correspondent aux deux utilisations pratiques principales dont nous venons de parler :

- 1) analyse pétrographique globale quantitative et qualitative d'un échantillon moyen en grains, ce qui correspond à l'étude pétrographique des fines à coke que pourrait donner ce charbon;
- 2) étude en profil des veines qui présentent un intérêt stratigraphique particulier.

Inichar conserve aussi, sous forme d'un pilier enrobé, un témoin précieux de toutes les couches exploitées, sur lequel on peut faire ultérieurement d'autres études physiques, chimiques ou palynologiques.

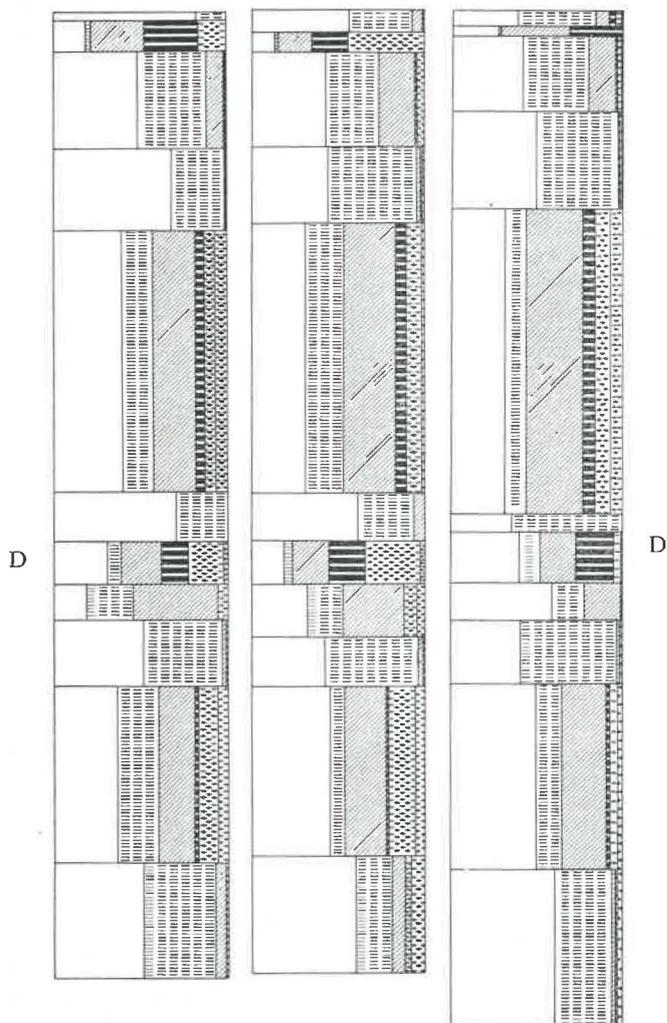
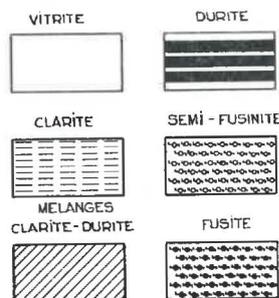


Fig. 9.



## PROGRES DANS L'ETUDE ET LE CONTROLE DE LA CONSTITUTION PHYSIQUE DU COKE SIDERURGIQUE

par Dr. Ing. H. HOFFMANN, Völklingen.

Une étude comparative entre les caractéristiques physiques du coke et les résultats obtenus en haut fourneau pendant une période prolongée est la seule étude vraiment efficace. Elle a montré déjà, en tout premier lieu, l'influence prépondérante de la perte de pression dans le haut fourneau, due

en ordre principal à des modifications de granulométrie du minerai et du coke, durant leur descente dans le haut fourneau, provoquées par des actions thermiques et mécaniques.

La température de combustion du coke aux étalages dépend, outre l'influence du vent chaud,

- 1) du réchauffement complet du coke et de sa tenue à la chaleur du gueulard aux étalages;
- 2) de l'importance des surfaces de contact du carbone au vent.

La surface de contact efficace offerte au vent comporte, non seulement la surface externe des morceaux de coke, mais surtout les surfaces que présente la structure même du coke.

On sait que la température maximum atteinte aux étalages est d'autant plus élevée que la réaction exothermique  $C + O_2 = CO^2$  est plus importante, comparée à la réaction endothermique  $CO^2 + C = 2 CO$ .

Or, la réaction exothermique semble surtout influencée par la grandeur des surfaces des macropores et la réaction endothermique par la surface des micropores. Un coke sidérurgique devrait donc avoir une surface de macropores suffisamment grande et une surface de micropores faible.

### I. Le morcellement du coke et la répartition statistique des calibres ainsi obtenus.

Une très forte influence sur la structure macroscopique du coke est exercée par les phénomènes de retrait au cours de la cokéfaction, qui conduisent à la formation d'un *réseau de fissuration* dans le morceau de coke.

Selon Saposhnikov, la densité de ce réseau de fissuration est un facteur déterminant pour le morcellement du coke, dû aux contraintes mécaniques et thermiques, ainsi que pour la répartition statistique des calibres ainsi obtenus.

A la suite d'études approfondies sur le morcellement du coke, Saposhnikov en arrive à définir un paramètre ( $j$ ) qu'il appelle *facteur de densité du réseau de fissuration*.

Selon lui, en effet, en appliquant plusieurs phases de morcellement identiques à un seul et même coke, on constate que le quotient du nombre de *morceaux formés* dans les différentes tranches granulométriques par 100 kg de coke, par le nombre de *morceaux détruits* dans les différentes tranches granulométriques, est une constante :  $f$ .

Cette constante peut varier du simple au double, et même au triple pour des cokes sidérurgiques de constitution physique différente.

Dans ces conditions, l'essai *MICUM* seul ne doit pas donner une relation définie entre ses propres résultats et les destructions bien plus profondes que le coke va subir par les contraintes thermiques dans le haut fourneau, mieux mises en évidence par le facteur  $j$ .

D'après l'auteur, ce facteur dépendant de la *nature* du coke, ne peut être en relation qu'avec la forme de la microstructure du coke.

Les effets des contraintes thermiques dans le haut fourneau semblent donc dépendre, dans une large mesure, de la structure fine du coke et des facteurs qui agissent sur elle.

## II. Macrostructure.

### Répartition des macropores - Macrosolidité.

La macrostructure est caractérisée par la répartition des dimensions et la superficie des macropores existant dans le produit poreux qu'est le coke.

Pour mesurer la variation des macropores, on a utilisé récemment avec succès des méthodes basées sur la variation du poids spécifique des grains d'un solide poreux et broyé, en fonction de la grosseur de grain.

La détermination du poids spécifique est réalisée, soit par la méthode microscopique, soit par la méthode de diffusion des gaz, plus simple et plus exacte.

La densité des pores, c'est-à-dire le pourcentage de pores par unité de poids d'échantillon d'origine, peut être grossièrement estimée en admettant que les pores sont sphériques. Les dimensions des pores et leur densité donnent des indications sur leur surface. Ces recherches ont montré que la proportion en pores fins et très fins dans la macrostructure est favorisée par l'emploi de charbon demi-gras ou de charbon d'un bas degré de houillification, tandis que, du point de vue exploitation, la finesse de broyage et la valeur élevée de la densité de chargement dans le four jouent un rôle particulièrement important. Il ne devrait plus faire de doute que les cokes à proportion élevée en pores fins et très fins proviennent d'un charbon fin et bien broyé ou encore d'une addition de charbon de bas rang.

Malheureusement, pour apprécier la macrostructure du coke *en exploitation pratique*, il n'est guère possible d'employer ces méthodes dont la poursuite est plutôt du ressort d'un laboratoire de recherche. Un *procédé pratique*, ayant fait ses preuves, pour la caractérisation indirecte de la forme de la macrostructure, est appliqué avec succès depuis dix ans environ, à la cokerie des Usines Röchling, à Völklingen. Pour ce procédé\* qui se base après quelques améliorations sur une ancienne proposition de l'Américain Rice, on utilise un tambour en acier ayant un diamètre de 490 mm et une longueur de 560 mm, muni de couvercles à chaque extrémité et de deux cornières de 38 mm à l'intérieur sur toute la longueur. On introduit 13,5 kg de coke séché 60 - 80 mm ou 20 - 30 mm. Ces morceaux bien calibrés sont obtenus en cassant le coke au moyen d'un maillet en bois, et en essayant au tamis ou en tamisant les morceaux obtenus. Le maintien du calibre entre d'étroites limites est d'une importance décisive pour l'exactitude et la reproductibilité des résultats. Au coke, on ajoute 11 billes d'acier ayant un diamètre de 32 mm. Le tambour effectue en tout 1 240 tours à la vitesse de 20 tours-minute en 62 minutes, et le contenu est ensuite criblé sur un tamis de 12,5 mm (1/2 pouce). On pèse le refus et on établit le rapport avec le poids

(\*) Appareillage fabriqué par W. Feddeler, Essen, Michaelstrasse, 24.

TABLEAU I.

Comparaison des valeurs de l'indice d'abrasion du Micum et de la macrosolidité de coques de différentes provenances,  
répartis en 4 groupes d'après la valeur du Micum.

Groupe 1 — jusque 6,6			Groupe 2 — de 6,7 à 7,8			Groupe 3 — de 7,9 à 8,6			Groupe 4 > 8,6		
Variétés de coke	Valeur du micum	Macro-solidité	Variétés de coke	Valeur du micum	Macro-solidité	Variétés de coke	Valeur du micum	Macro-solidité	Variétés de coke	Valeur du micum	Macro-solidité
Coke A (Nord de la France)	4,6	86,6	Coke F (Ruhr)	7,2	85,4	Coke R (Sarre)	8,6	82,2	Coke T (Lorr.)	9,2	82,9
Coke V (Sarre)	5,8	85,1	Coke S (Pays-Bas)	7,2	84,4	Coke V (Sarre)	8,5	83,7	Coke C (Ruhr)	9,9	79,5
Coke C (Lorraine)	6,0	85,2	Coke Au (Nord de la France)	7,4	82,2	Coke V (Sarre)	8,4	81,5	Coke C (Lorr.)	8,9	83,0
Coke Z (Belgique)	6,4	83,7	Coke L (Nord de la France)	7,3	82,2	Coke T (Lorr.)	8,0	81,3	Coke Br (Sarre)	9,4	81,5
Coke V (Ruhr)	5,6	82,2	Coke W (Ruhr)	7,2	82,9	Coke M (Est de la la France)	8,6	80,0	Coke B (Sarre)	9,2	81,4
Coke L (Nord de la France)	6,1	81,4	Coke Br (Sarre)	7,4	82,2	Coke Br (Sarre)	8,6	78,5	Coke S (Pays-Bas)	10,4	81,1
Coke V (Sarre)	6,4	83,6	Coke C (Ruhr)	6,9	81,9	Coke T (Lorr.)	8,6	78,2	Coke V (Sarre)	9,1	79,5
Coke M (Pays-Bas)	6,6	82,2	Coke MA (Ruhr)	7,8	79,3				Coke D (Espag.)	9,2	80,0
Coke E (Aix-la-Chapelle)	6,6	81,2	Coke R (Sarre)	7,3	79,7						
			Coke A (Sarre)	7,2	86,6						
			Coke V (Sarre)	7,1	85,1						
			Coke B (Sarre)	7,4	84,4						
			Coke D (Sarre)	7,5	83,0						
			Coke V (Sarre)	7,8	82,9						

de l'échantillon. Comme une expérience de dix ans l'a montré, l'indice ainsi trouvé se trouve en relation très étroite avec la forme de la macrostructure, aussi le désigne-t-on par *macrosolidité*. Suivant la prescription du mode opératoire, la détermination de la macrosolidité se fait aussi bien sur les morceaux 60 - 80 mm que sur ceux de 20 - 30 mm. Ceci a été fait en se basant sur le principe que le poids spécifique des calibres de corps poreux concassés augmente avec la diminution du calibre; dans le cas du coke, celui-ci devient donc plus homogène.

La répartition des macropores, qui devient plus favorable avec la diminution du calibre des morceaux, se manifeste par un accroissement très important de la macrosolidité. Dans l'étude de la constitution du coke, aussi bien la macrosolidité du calibre 60 - 80 mm que celle du calibre 20 - 30 mm jouent un rôle particulièrement important. Les deux indices doivent présenter en même temps une valeur suffisamment élevée.

L'indice de macrosolidité et l'indice < 10 mm du Micum, bien que de même nature, ne se comportent pas toujours de la même façon. C'est ce que montre le tableau I qui donne une comparaison des deux indices classée en quatre groupes, selon les chiffres du Micum.

Ces exemples semblent montrer que l'indice < 10 mm du Micum ne représente pas toujours un indice bien net de la forme de la macrostructure.

En effet, les prescriptions de l'essai Micum (application de 100 tours seulement) conviennent peu pour la détermination d'un indice caractérisant la structure interne, car les influences de la surface et de la fissuration y sont bien trop prépondérantes par rapport à l'influence de la macrostructure.

Par contre, les prescriptions de la détermination de la macrosolidité comportent l'application de 1240 tours au tambour d'un coke de calibre bien déterminé et déjà en partie préstabilisé, de sorte que l'influence de la surface du coke y passe à l'arrière-plan par rapport à l'influence de la macrostructure.

On peut particulièrement bien reconnaître l'insuffisance de l'essai Micum pour la détermination de l'indice de poussier dépendant de la macrostructure, si, suivant une proposition de *Lowry et Epstein* (7), on porte dans des coordonnées semi-logarithmiques les résultats obtenus au cours d'essais au trommel prolongés, effectués en phases successives. Des cokes d'origine différente sont traités au tambour Micum en 2000 tours avec détermination, tous les 100 tours, du poussier < 10 mm obtenu. Les indices d'abrasion ainsi obtenus ont été portés en fonction du nombre de tours sur un graphique, dont l'abscisse indique le nombre de tours en échelle logarithmique et l'ordonnée, l'indice d'abrasion en échelle normale (fig. 1). Les indices d'abrasion, déterminés au delà de 200 tours, se trouvent sur une ligne droite. Les indices trouvés pour 100 à 200 tours, se trouvent plus ou moins au-dessus de la droite.

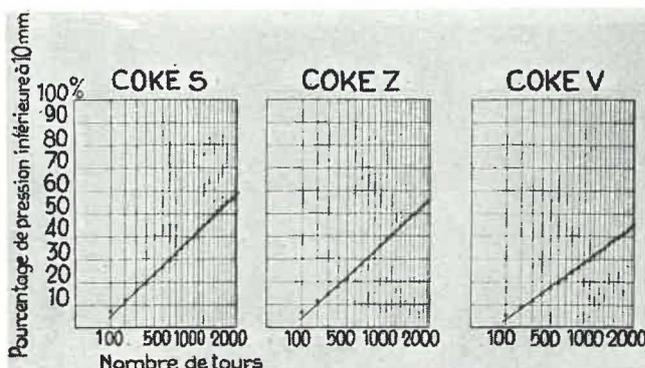


Fig. 1.

Ce concassage progressif montre donc deux phases nettement différenciées. Dans la première, c'est-à-dire pendant les 100 à 200 premiers tours, l'influence de la surface et de la fissuration du coke se fait sentir et est responsable de la valeur de l'indice.

Dans la deuxième, le coke est plus ou moins stabilisé, ici se fait sentir la solidité inhérente, étroitement liée à la macrostructure du coke, dont les chiffres sont, chez un coke donné, proportionnels entre eux pour chaque phase du traitement.

Sans aucun doute, les deux phases présentent de l'intérêt pour juger de la qualité d'un coke sidérurgique. Selon les travaux de *Saposhnikov*, des cokes avec une grande solidité dans la seconde phase du traitement donnent en règle générale de meilleurs résultats au haut fourneau. On devrait donc attribuer une plus grande importance à la deuxième phase, qui met en évidence la solidité interne ou inhérente du coke et qui est exprimée par la macrosolidité.

### III. Microstructure.

#### Son aspect au microscope - Microsolidité.

Sous le microscope, on peut reconnaître déjà, en lumière naturelle, une certaine structure fine dans la substance des cokes de charbons gras et demi-gras.

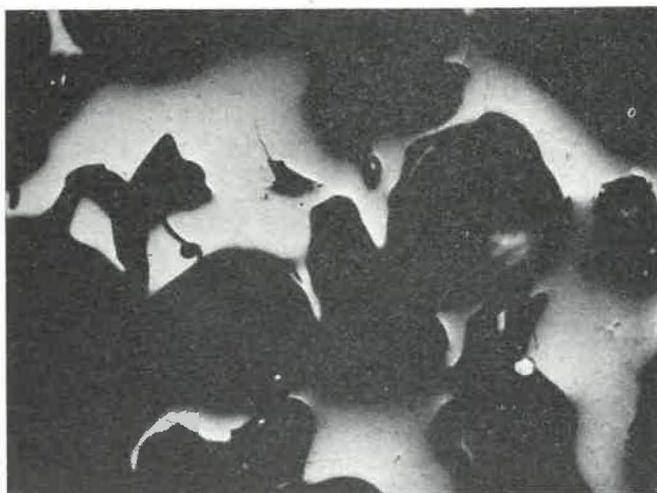


Fig. 2.



Fig. 5.

En lumière polarisée, à la suite des travaux de Ramdohr, on observe une croissance des cristallites de graphitoïde et de l'anisotropie de la substance des coques en fonction du rang des charbons dont ils proviennent.

La figure 2 d'un coke flambant sec lorrain, montre une substance complètement amorphe, sans cristallites.

La figure 3, d'un coke de charbon sarrois de Camphausen, situé entre les charbons à gaz et les gras, mais plus près des premiers, montre une formation encore très fine de cristallites.

La figure 4, d'un coke de charbon sarrois de Reden situé dans la même zone mais plus proche des gras, révèle une formation de cristallites déjà un peu plus prononcée.

Dans la figure 5, d'un coke de charbon gras typique de la Ruhr, on observe une forme cristalline encore plus marquée.

Enfin, la figure 6 d'un coke de charbon demi-gras montre nettement une formation déjà grossièrement lamellaire d'agrégats de cristallites,



Fig. 4.



Fig. 5.

montrant de plus des phénomènes d'anisotropie extrêmement prononcés, comparables au graphite.

Ces quelques exemples démontrent de façon convaincante combien la formation de cristallites dans la substance du coke peut être variée et comment, avec l'élévation du rang du charbon cokéfié, on passe progressivement de la structure micro-capillaire à la structure graphitoïde grossièrement lamellaire.

En outre, cette étude révèle de façon surprenante les constituants et les irrégularités du charbon cokéfié.

Ces différences dans la constitution physique de la substance du coke ont évidemment un important effet sur ses propriétés réactives et purement mécaniques. Ainsi, par exemple, il est devenu possible, par détermination de la friabilité de la substance du coke, de mesurer indirectement la constitution de la microstructure. Aux Usines Röchling, à Völklingen, depuis plusieurs années déjà, en se basant sur une proposition du

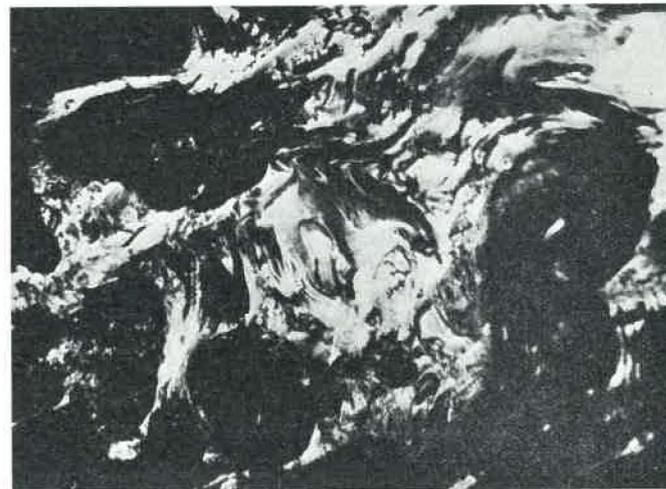


Fig. 6.

« Northern Coke Research Committee » (\*), on applique la méthode suivante pour l'étude indirecte de la constitution de la microstructure. On soumet 2 g de coke séché de 1,0 - 1,2 mm à un essai prolongé au tambour (800 tours/heure) avec 12 petites billes d'acier de diamètre 5 mm. Le refus sur tamis de 0,6 mm, déterminé ensuite et exprimé en % de l'échantillon, fournit un ordre de grandeur pour la friabilité de la substance du coke.

Les résultats d'une pratique prolongée ont démontré que cet indice est en relation étroite avec la microstructure. Aussi a-t-il été appelé *micro-solidité*.

Une détermination exacte de l'abrasion de la substance du coke suppose l'utilisation de granulométries très fines avec, en même temps, des échantillons très réduits. Pour qu'un tel procédé ait réellement une valeur pratique, on doit accorder une attention toute particulière à l'échantillonnage, surtout à la prise d'un bon échantillon moyen de coke à étudier. A cet effet, on prélève un échantillon moyen de 1 kg environ de la quantité prévue pour la détermination de la macro-solidité 20 - 30 mm. On l'amène à la granulométrie prescrite, d'où l'on prélève la quantité nécessaire pour l'essai. En plus, on peut appliquer avec profit cette détermination de la micro-solidité aux différentes parties du morceau de coke représentant la demi-largeur de la cellule.

Ces méthodes de repérage de la structure physique du coke sidérurgique ont été employées parallèlement aux autres procédés connus, lors de l'examen, durant ces six dernières années, de coke de provenances les plus diverses. Nous en rassemblerons ici toute une série de constatations.

La constitution physique du coke dépend, non seulement du degré de carbonisation du charbon que l'on désire cokéfier, mais aussi, dans une forte proportion, de la densité de chargement et de la finesse de broyage.

La figure 7 donne des renseignements sur l'influence de la densité de chargement sur la qualité d'un coke de charbon sarrois additionné de 20 % de demi-gras. Les résultats ne varient absolument pas proportionnellement à la densité de chargement : les variations des Micum M 40 et M 20 présentent une allure parabolique, celles du M 10, des macrosolidités 80/60 et 30/20, une allure hyperbolique et celles de la microsolidité, ainsi que de la densité en vrac des coques calibrés à 80/60 et 30/20 mm, une allure presque linéaire, quoique légèrement arquée.

Les valeurs M 40 et M 20 repèrent donc une qualité du coke autre que celle des autres valeurs. Par contre, les valeurs M 10, Mac 80/60 et Mac 30/20 repèrent sensiblement la même qualité du coke, mais avec une sensibilité différente; ainsi la Mac 30/20 présente, surtout en dessous de 800 kg/m<sup>3</sup>, une corrélation avec la densité de chargement, plus nette que la Mac 80/60. Les deux valeurs des macrosolidités augmentent en-

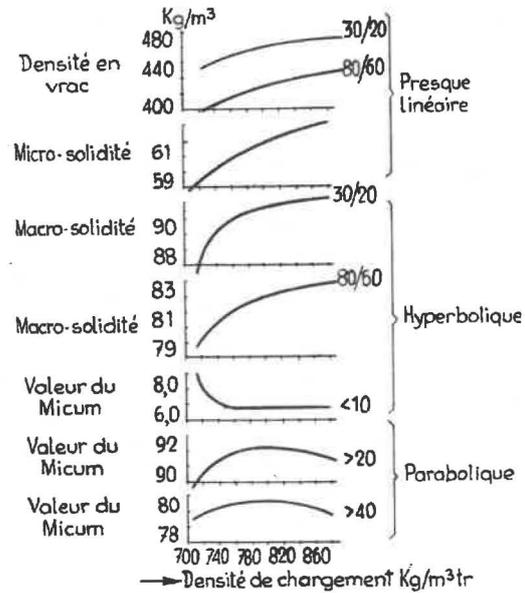


Fig. 7.

core sensiblement dans le domaine des densités de chargement supérieures à 800 kg/m<sup>3</sup>, tandis qu'au delà de cette même valeur, le M 20 reste pratiquement constant. La Mac 30/20, avec sa valeur sensiblement plus élevée, a donc une importance plus grande que la Mac 80/60. Par suite de la surface externe beaucoup plus élevée des grains 30/20 comparés aux grains 80/60, on devrait en réalité s'attendre aux résultats contraires. La solidité plus élevée du grain 30/20 est une conséquence de l'homogénéité bien plus élevée de sa granulométrie, comparée à celle des grains 80/60 plus grossiers; cette remarque a une importance fondamentale.

L'allure presque linéaire des deux densités en vrac était prévisible, mais l'allure presque semblable de la microsolidité l'était moins. La microsolidité non seulement est influencée fortement par le degré de carbonisation, mais encore elle augmente presque linéairement avec la densité de chargement. Il y a donc intérêt absolu à atteindre une densité sur sec de 800 kg/m<sup>3</sup> pour le charbon choisi, si l'on veut obtenir une qualité de coke optimale. Par contre, une élévation de la densité de chargement au delà de 800 kg/m<sup>3</sup> n'apporte plus d'améliorations sensibles. Les valeurs Micum et la granulométrie du coke sont plutôt réduites qu'améliorées. De plus, le poids spécifique du coke augmente. Ces deux modifications sont un inconvénient à cause de la perte de pression dans le haut fourneau. Cependant, on constate une légère amélioration de la macrosolidité. Celle-ci n'est toutefois significative que dans le cas d'un charbon de très bas rang. Les résultats de 82,5 et 91,4 pour les macrosolidités 80/60 et 30/20, obtenus avec un charbon sarrois à 800 kg de densité de chargement, doivent être considérés comme largement suffisants.

Comme le montre le tableau II, le broyage fin du charbon enfourné présente sur la qualité du coke une influence non moins sensible. Non seu-

(\*) Appareillage fabriqué par W. Feddeler, Essen, Michaelstrasse, 24.

TABLEAU II.

Influence de la finesse de broyage du charbon enfourné sur la qualité du coke.

	Essai Micum			Macrosolidité		Microsolidité	Densité en vrac		Date
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	80/60 mm	30/20 mm		80/60 mm	30/20 mm	
Coke de noix sarroises + 14 % de 1/2 gras broyés normalement : > 2 mm — 12,8 % < 0,6 mm — 54 %	71,9	87,9	10	78,6	87,5	58,0	449	491	20.7.48
Coke du même charbon mais broyé sélectivement : > 2 mm — 2 % < 0,6 mm — 63,6 %	80,8	91,8	6,2	81,3	91,3	64,7	437	475	20.7.48
Coke de charbon sarrois broyé dans un moulin à marteaux : > 2 mm — 19 % < 0,6 mm — 42 %	65,0	87,2	9,2	81,4	89,6	59,9	409	455	20.7.54
Coke de charbon sarrois presque identique broyé dans un moulin centrifugeur : > 2 mm — 4,0 % < 0,6 mm — 67,2 %	71,0	90,6	7,4	84,4	91,1	64,3	446	485	20.7.54
Coke Sluiskil II (Pays-Bas) de charbon grossièrement broyé (charbon gras supérieur)	77,3	88,4	10,4	81,1	88,9	63,5	438	464	5.3.52
Coke Sluiskil I (Pays-Bas) de charbon broyé très finement (charbon gras supérieur)	85,0	92,8	7,2	84,4	90,3	74,6	399	442	1.9.50
Coke Concordia (Ruhr) de charbon très grossièrement broyé (charbon gras)	79,3	87,9	9,9	74,5	85,6	62,9	443	460	31.5.48
Coke Concordia (Ruhr) de charbon grossièrement broyé (charbon gras)	90,2	92,6	6,9	81,9	89,7	64,5	433	454	3.1.50

lement les valeurs Micum, mais encore tous les autres paramètres, se trouvent améliorés d'une façon surprenante par l'augmentation de la finesse de broyage et de l'homogénéité du charbon.

Cette remarque vaut, non seulement pour des charbons à gaz, mais aussi pour de très bons charbons gras. Le broyage poussé du charbon évite la ségrégation des grains et, par conséquent, les variations de composition pétrographique dans le temps.

Après avoir examiné l'influence de la densité de chargement et de la finesse de broyage du charbon enfourné, il nous reste à voir dans quelle mesure le degré de carbonisation du charbon enfourné se répercute sur la qualité du coke.

Quand on compare des cokes de différentes provenances obtenus à partir de charbons de rangs différents, on doit tenir compte aussi de l'influence des facteurs d'exploitation : densité de chargement et finesse de broyage du charbon enfourné, et du fait que c'est seulement dans des cas isolés que la pâte à coke est constituée d'un seul charbon. Dans la majorité des mélanges, on trouve en effet des charbons de rangs différents, même si en général, l'un des constituants domine largement.

Les tableaux III et IV donnent les caractéristiques de cokes provenant de bassins houillers les plus divers, classés selon le rang approximatif de leur pâte d'enfournement.

Quand l'examen de la pâte à coke n'était pas possible, le rang a été déterminé optiquement, à la lumière polarisée sur des échantillons polis de ces cokes. Dans le tableau III se trouvent les cokes de charbons demi-gras et gras, classés d'après la finesse décroissante de leur pâte d'enfournement. Ces pâtes sont constituées en général de composants inertes tels que : fusinite, semi-fusinite, durite, schiste, anthracite, charbon maigre et demi-gras. Par suite de leur grande dureté, ces constituants subsistent, lors du broyage dans les grains les plus gros, et influencent défavorablement la qualité du coke. Les cokes *Anzin* et *Sluiskil*, qui proviennent de charbon gras broyé très fin, donnent sur toute la ligne de très bonnes caractéristiques. Leur microsolidité élevée, 74 à 78 (c'est-à-dire leur très faible surface de micropores), est en conformité avec le rang élevé et la très grande finesse de broyage de leur pâte d'enfournement. La faible densité de chargement, due à la grande finesse de broyage, ne présente pas ici d'inconvénient car elle est annulée par la forte poussée, due à leur rang très élevé.

Les cokes *Alsdorf*, *Zeebrügge* et *Friedrich-Heinrich* proviennent de charbons gras broyés à une finesse moyenne. Les valeurs Micum et Mac restent encore dans le cadre de très bons cokes sidérurgiques. Par suite du broyage un peu plus grossier de la pâte, la densité en vrac 80/60 se relève et la microsolidité diminue de 4 à 6 points.

Les cokes *Mauritz*, *Victor*, *Liévin*, *Auby*, *Concordia II*, *Ministre Achenbach*, *Sluiskil II* et *Concordia* de charbons gras broyés assez grossiè-

rement se signalent (*Sluiskil II* et *Concordia* exceptés) par une chute plus poussée des macro- et surtout des microsolidités (67-63), tandis que les valeurs Micum restent très bonnes.

Ces chutes sont si prononcées que les cokes présentent une qualité moyenne pour leur emploi en sidérurgie. *Concordia* semble même à peine utilisable à cet effet.

Les valeurs Micum ne suffisent plus à caractériser la qualité de ces cokes moyens. Il faut examiner en plus leur macro- et leur microsolidité, qui donnent une représentation plus exacte du développement de leur structure et par conséquent de leur solidité interne.

Tous ces charbons d'enfournement de ces cokes moyens présentent sensiblement le même rang. Les différences de finesse de structure et de propriétés physiques de ces cokes doivent être attribuées principalement à des différences plus ou moins sensibles du broyage de leur pâte. Les différences de densité de chargement ne jouent ici qu'un rôle secondaire, par suite de la poussée favorable de la pâte lors de la cuisson.

Les bons cokes, à pâte finement broyée, montrent la structure cellulaire régulière et homogène, caractéristique des cokes de mélange de demi-gras et gras (cfr. 2 photos supérieures de la fig. 8).

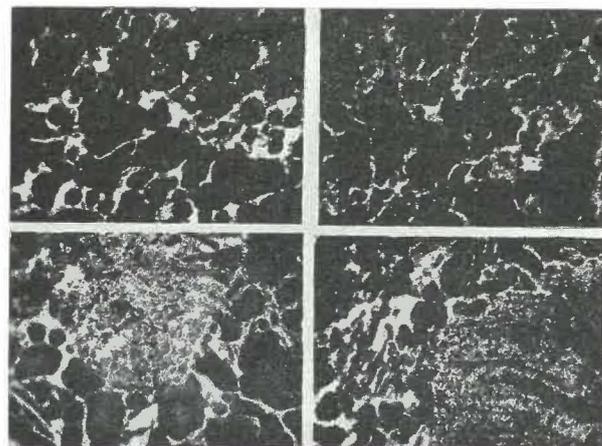


Fig. 8.

Ils possèdent une faible densité en vrac du 80/60.

Les cokes moyens et médiocres qui sont cependant construits à partir des mêmes constituants montrent en beaucoup d'endroits, par suite d'un broyage plus ou moins déficient, un colmatage très poussé de la structure cellulaire par des particules inertes de grande dimension, pratiquement non fondues (cfr. deux photos inférieures de la fig. 8).

La figure 9 montre, en lumière polarisée, la structure homogène de cokes provenant d'un fin broyage :

- 1) d'un demi-gras;
- 2) d'un gras;

TABLEAU III.

## Résultats de l'étude de coques sidérurgiques de différents bassins.

## Cokes de charbons demi-gras et gras.

Désignation et origine	Valeur Micum			Macrosolidité			Densité en vrac		Finesse de broyage du charbon enfourné	Date
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	80/60 mm	50/20 mm	Microsolidité	80/60 mm	50/20 mm		
Anzin/Thiers (Nord de la France)	89,0	94,8	4,6	86,6	93,3	77,3	415	452	Charbon gras inférieur finement broyé	6.54
Sluiskil I (Pays-Bas)	85,0	92,8	7,2	84,4	90,3	74,6	399	442	Charbon gras inférieur finement broyé	1.9.50
Alsdorf (Aix-la-Chapel.)	86,8	92,7	6,6	81,2	90,0	70,1	424	450	Charbon 1/2 gras broyage semi-fin	15.8.51
Zeebruges (Belgique)	85,8	92,8	6,4	83,7	91,1	71,1	433	492	Charbon gras avec charbon demi-gras, broyage semi-fin	1.9.50
Friedrich-Heinrich (Ruhr)	85,9	91,8	7,2	85,4	91,1	70,3	431	464	» »	6.54
Maurits (Pays-Bas)	86,2	92,6	6,6	82,2	91,1	65,2	410	439		1.9.50
Victor (Ruhr)	84,6	93,4	5,6	82,2	89,8	67,1	407	431		5.3.52
Liévin (N. de la France)	84,6	91,6	7,2	82,2	89,6	67,1	449	483		6.54
Auby (N. de la France)	83,1	91,3	7,4	82,2	89,6	63,1	438	451	Charbon gras avec charbon demi-gras, broyage grossier	5.3.52
Concordia II (Ruhr)	90,2	92,6	6,9	82,2	89,6	63,1	433	454		3.1.50
Lens (N. de la France)	89,8	93,4	6,1	81,4	90,7	64,5	419	451		1.9.50
Minister Achenbad (Ruhr)	81,8	91,1	7,8	79,3	88,0	65,1	422	448		5.3.52
Sluiskil II (Pays-Bas)	77,3	88,4	10,4	81,1	88,9	63,5	438	464		5.3.52
Concordia (Ruhr)	79,3	87,9	9,9	74,5	85,6	62,9	443	460	Charbon gras avec charbon demi-gras, broyage très grossier	31.5.48

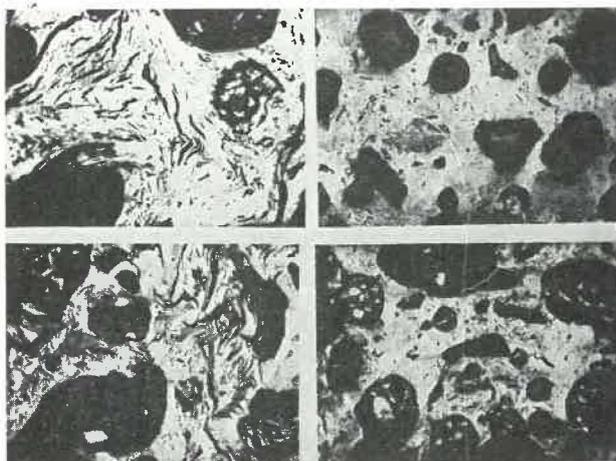


Fig. 9.

- 3) d'un mélange demi-gras - gras à demi-gras prédominant;
- 4) d'un mélange demi-gras - gras à gras prédominant.

La figure 10 montre, dans la structure, de petites régions colmatées par des inertes par suite du broyage grossier de la pâte. Une telle structure est caractérisée à la fois par une surface de macropores assez réduite et une surface de micropores développée, surtout en présence des particules inertes.

Le tableau IV rassemble les résultats d'examen de cokes provenant de charbons à gaz (A) et de mélanges de rangs très divers (B). Le groupe A réunit des cokes sarrois à pâtes pilonnées, enfournées en vrac, et constituées soit de fines, soit de mélanges divers de fines et de noix sarroises avec addition simultanée de demi-gras. (Dans l'un des cas il y avait, en plus, un peu d'anhracite.) Il est nécessaire de faire une distinction entre fines et noix sarroises, car les différences pétrographiques dans les diverses fractions granulométriques sont notables. Par exemple, les noix sarroises sont très riches en durite riche en exinite, tandis que les fines sarroises, à forte prépondérance en con-

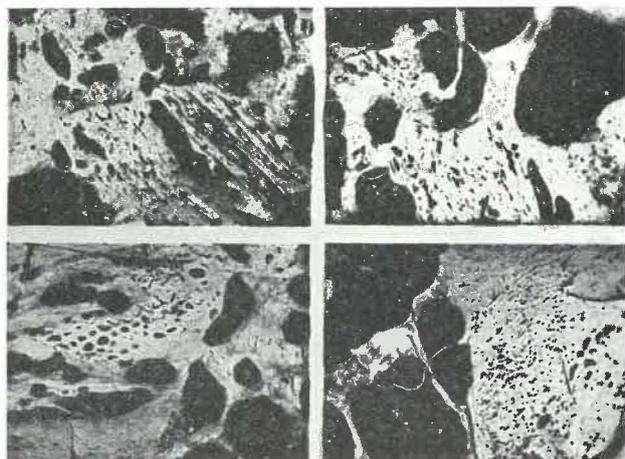


Fig. 10.

centrés flottés, sont constituées principalement de vitrite.

C'est pourquoi, les cokes de mélanges à teneur élevée en noix sarroises ont tendance à former beaucoup de zones mousseuses. On peut ainsi comprendre pourquoi il est nécessaire d'employer des méthodes spéciales de broyage (par exemple broyage sélectif ou double broyage) pour obtenir un coke meilleur à partir d'un tel charbon.

Ces charbons contiennent aussi un certain pourcentage (8 à 10 % en moyenne) de flambants à gaz dont l'addition, bien que faible en soi, exerce une influence néfaste par suite de l'effet nuisible de leur plasticité.

Contrairement aux cokes de charbon gras, la densité de chargement joue ici un rôle considérable mis en évidence dans le tableau numérique.

Les deux cokes pilonnés V proviennent d'une pâte sarroise à teneur élevée en noix et à addition variée de demi-gras. Dans les deux cas, les noix ont été broyées sélectivement si bien que les pâtes présentent des finesses convenables identiques et une même densité de chargement. La teneur en charbon demi-gras n'influe notablement que les valeurs Micum, en particulier le M 40. Les macro- et microsolidités sont peu modifiées, ce qui est étonnant. Ces deux cokes ont donné de très bons résultats au haut fourneau.

Le coke pilonné A est obtenu à partir d'un charbon broyé très finement et constitué de fines sarroises à forte proportion en concentrés flottés, riches en vitrite, avec, en plus, 7 % d'anhracite et 12 % de demi-gras.

Pour des valeurs Micum moyennes, ce coke présente des macro- et microsolidités excellentes. Ceci est en bon accord avec sa structure cellulaire très homogène et sa très bonne tenue au haut fourneau.

Les deux cokes pilonnés B<sub>w</sub> et B<sub>o</sub> sont un exemple classique de l'influence prépondérante de la finesse de broyage de la pâte. Le coke B<sub>o</sub> provient d'une pâte broyée très grossièrement et laisse à désirer pour toutes ses caractéristiques. Au contraire, le coke B<sub>w</sub> provient d'une pâte très finement broyée et a des caractéristiques meilleures malgré une teneur plus faible en charbons demi-gras.

Le coke B<sub>o</sub>, plus mauvais que tous les autres cokes sarrois signalés plus haut, présente une densité en vrac très faible pour les morceaux 80/60 et 30/20. C'est un cas typique où la densité en vrac plus faible se traduit par une structure plus mauvaise du coke. Cette densité plus faible est le signe d'une structure hétérogène du coke, provoquée par la formation de zones ou d'inclusions mousseuses.

Les deux cokes sarrois N et B<sub>r</sub> prouvent que la technique de l'enfournement en vrac simple ne convient pas aux charbons sarrois. Malgré tous les efforts faits pour remédier aux inconvénients de l'enfournement en vrac, ce coke présente des qualités de solidité interne, M 10, Mac 80/60, Mac 30/20 et Mic discutables. De plus la faible

TABLEAU IV.

Résultats de l'étude de cokes sidérurgiques des provenances les plus diverses.

A. Coke de charbons à gaz (charbons Sarrois) avec addition de demi-gras.

Désignation et origine	Essai Micum			Macrosolidité		Microsolidité	Densité en vrac		Finesse de broyage du charbon enfourné	Date
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	80/60 mm	50/20 mm		80/60	50/20		
Coke pilonné V Sarre	80,4	92,8	5,8	85,1	93,3	63,9	449	495	Fines sarroises avec 42 % de noix sarroises et 20 % de ½ gras. Broyage fin sélectif.	28.10.54
Coke pilonné V Sarre	72,9	91,3	7,0	84,1	92,6	65,8	443	486	Fines sarroises avec 42 % de noix sarroises et 15 % de ½ gras. Broyage fin sélectif.	16.11.54
Coke pilonné A Sarre	74,8	91,0	7,2	86,6	93,3	67,0	448	494	Fines sarroises sans noix avec 7 % d'anhracite et 12 % de ½ gras. Broyage fin.	3. 4.51
Coke pilonné Bw Sarre	71,0	90,6	7,4	84,4	91,1	64,3	446	485	Fines sarroises avec 50 % de noix sarroises et 14 % de ½ gras. Broyage très fin.	20. 7.54
Coke pilonné Bo Sarre	65,0	87,2	9,2	81,4	89,6	59,9	409	455	Fines sarroises avec 55 % de noix sarroises et 18 % de ½ gras. Broyage grossier.	20. 7.54
Coke obtenu par enfournement en vrac N-Sarre	78,4	90,6	8,4	81,5	88,8	61,3	401	438	Fines sarroises avec 15 % de noix sarroises et 29 % de ½ gras. Broyage grossier.	23. 7.54
Coke obtenu par enfournement en vrac Br-Sarre	65,0	89,3	8,6	78,5	89,2	62,2	427	463	Fines sarroises avec 25 % de noix sarroises et 10 % de ½ gras. Broyage grossier.	14. 4.51

B. Coke de mélanges de divers charbons de rangs très différents.

Désignation et origine	Essai Micum			Macrosolidité		Microsolidité	Densité en vrac		Finesse de broyage du charbon enfourné	Date
	> 40 mm	> 20 mm	< 10 mm	80/60 mm	30/20 mm		80/60	50/20		
Duro La Felguera (Espagne)	64,44	87,0	9,2	80,0	90,3	68,3	417	464	Mélange d'une grande proportion de charbon gras avec du charbon à gaz et du charbon flambant à gaz. Forte teneur en cendres (17 % dans le coke). Broyage grossier.	12. 9.53
Coke pilonné R Sarre	82,7	91,5	7,2	81,5	86,6	57,3	475	508	Mélange de fines sarroises avec 5 % de flambant, 7 % de poussier de coke et 15 % de 1/2 gras. Broyage grossier à semi-fin.	7. 7.53
Coke pilonné C Lorraine	82,9	91,5	7,0	84,0	90,3	63,0	433	459	Mélange de 64 % de charbon lorrain avec 28 % de charbon gras de la Ruhr et 8 % de poussière de coke. Broyage semi-fin.	24. 5.54
Coke obtenu par chargement en vrac - T Lorraine	82,4	91,1	7,6	79,3	88,8	55,0	401	436	Mélange de 45 % de charbon lorrain avec 20 % de charbon sarrois 25 % de charbon gras et 10 % de 1/2 gras. Broyage fin sélectif.	18. 9.54
Coke obtenu par chargement en vrac - M Est de la France	74,5	89,5	8,6	80,0	88,5	57,9	385	427	Mélange de 30 % de charbon sarrois, 25 % de charbon lorrain, 30 % de charbon gras et 15 % de 1/2 gras. Broyage grossier.	26.11.54
Coke obtenu par chargement en vrac - W Ruhr	88,8	91,8	7,2	82,9	88,8	55,0	432	475	Mélange de charbon gras avec du charbon à gaz et du 1/2 gras. Broyage très grossier.	14.11.53

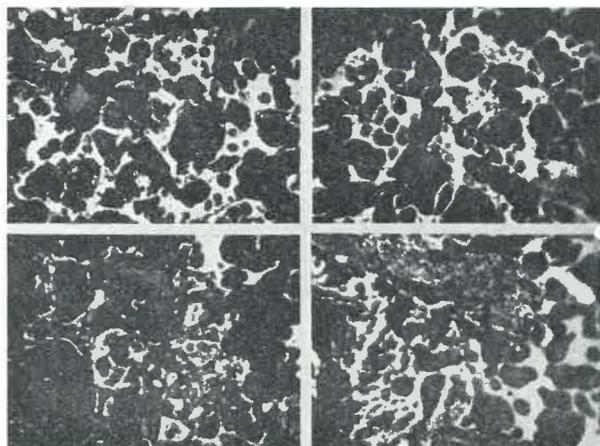


Fig. 11.

densité en vrac du coke ne s'accompagne pas ici d'une solidité interne satisfaisante.

Les photos supérieures des figures 11 et 12 représentent la bonne structure homogène du coke obtenu à partir de charbons très finement broyés. Les photos inférieures montrent, à gauche, une structure affaiblie par de la fine mousse et, à droite, une structure colmatée par des inertes.

Comparés dans les mêmes conditions à la structure du coke de charbon gras, les cokes sarrois présentent des différences très prononcées. Mais, les cokes du *groupe B* du tableau IV présentent un aspect encore plus compliqué. Les pâtes à cokes sont constituées de divers charbons de rangs très différents. Lors du broyage de ces pâtes, il faut tenir spécialement compte de la différence de dureté, de type et de genre du charbon, ainsi que de sa structure pétrographique. A notre connaissance, ces principes ont été activement développés pour les cokes lorrains C et T. Le coke de pilonnage C présente les meilleures caractéristiques des cokes B du tableau.

Compte tenu de la proportion relativement élevée de flambants dans le coke C, la microsolidité de 63 doit être considérée comme une bonne va-

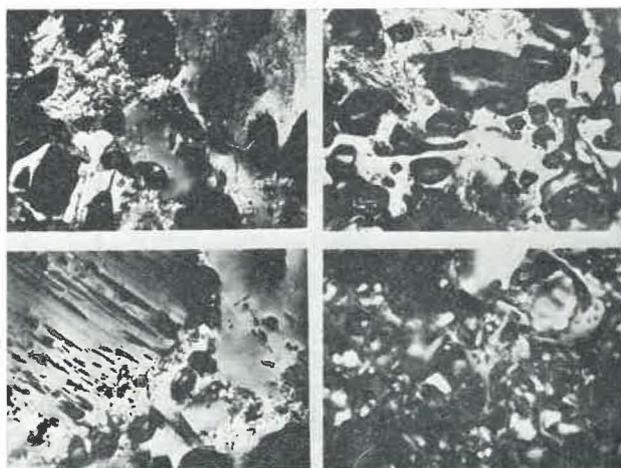


Fig. 12.

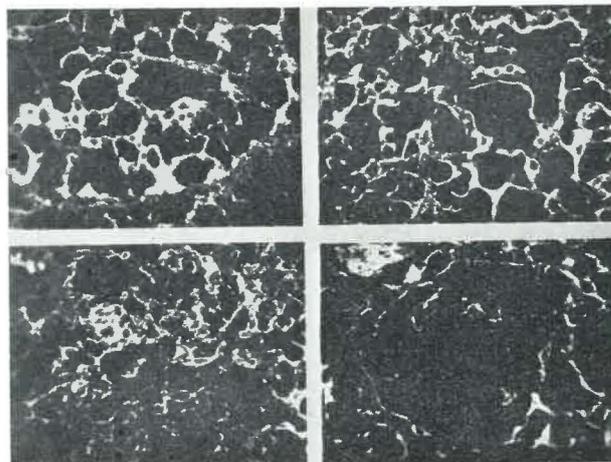


Fig. 13.

leur. L'emploi, lors de la préparation de ce coke, de constituants convenables et le profit tiré de paramètres d'exploitation bien choisis (broyage et densité de chargement) ont compensé, de loin, les inconvénients dus à l'emploi d'un charbon à faible degré de carbonisation.

Pour le coke lorrain d'enfournement en vrac T, provenant d'un broyage sélectif et poussé, les caractéristiques laissent à désirer, du moins du point de vue de la solidité interne. La densité en vrac du coke, relativement basse, laisse penser qu'ici c'est la densité de chargement trop faible de la pâte finement broyée, qui est à mettre en cause.

On constate l'influence notable de la densité de chargement, lors de la préparation des charbons lorrains, sur les quatre photos de la figure 13.

Les photos supérieures représentent des surfaces à cellules moyennes provenant de constituants gras et identiques à la structure du coke de charbons gras; par contre, les photos du bas font apparaître des surfaces à cellules très fines et des pores plus grossiers qui semblent, à l'agrandissement choisi, coexister indépendamment les uns des autres, mais qui, à un agrandissement plus important (figure 14), présentent des liaisons mutuelles.

Pour le coke pilonné R de Sarre et le coke d'enfournement en vrac W (Ruhr), les excellentes

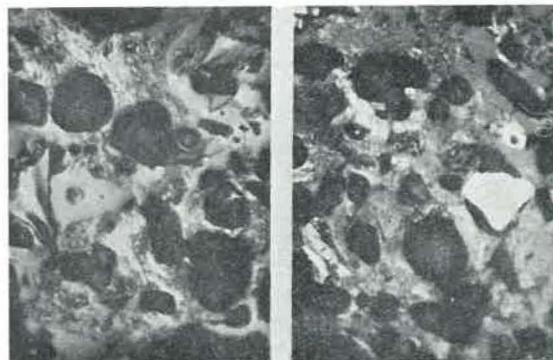


Fig. 14.

valeurs Micum et les macrosolidités 80/60 encore satisfaisantes s'accompagnent de valeurs insuffisantes pour la macrosolidité 30/20 et pour la microsolidité. Cette contradiction s'explique par le fait que l'incorporation d'une quantité trop élevée d'amaigrissants dans ces deux pâtes s'est traduite par une plasticité trop visqueuse. Ces deux exemples montrent comment, en recherchant coûte que coûte des granulométries et résistances élevées, on réduit fortement d'autres propriétés très importantes du coke.

Pour le coke d'enfournement en vrac (Est de la France), provenant d'un charbon broyé assez grossièrement, toutes les caractéristiques sont sensiblement au même niveau. La structure de ce coke fait apparaître, à côté de pores particulièrement gros, des zones de mousses très fines, ce qui explique la solidité interne insuffisante, tandis que les zones mousseuses réduisent les valeurs Micum. La densité en vrac des morceaux de coke est particulièrement faible et doit être considérée qualitativement comme défavorable.

Sur la base de ces résultats, on peut tirer les conclusions suivantes sur la qualité du coke.

Les valeurs Micum sont suffisantes pour caractériser les qualités des cokes de pâtes finement broyées de demi-gras et de gras. Elles sont en bon accord avec les nouvelles valeurs de macro- et microsolidité. Si les cokes proviennent de pâtes broyées grossièrement ou contenant de fortes proportions de charbons quart-gras, de charbons à gaz ou de charbons flambants, les valeurs Micum ne suffisent plus et il est nécessaire d'employer les méthodes de détermination des macro- et microsolidités.

Pour la fabrication d'un coke sidérurgique, il n'est pas souhaitable de rechercher une granulométrie et une résistance mécanique trop importantes car de ce fait, la structure caractérisée par les valeurs de macro- et microsolidité, ainsi que la tenue à la chaleur du coke, sont réduites.

*Les valeurs notablement plus élevées de la macrosolidité 30/20, comparées à celles du 80/60, montrent que l'emploi de morceaux de coke quelque peu plus petits que ceux employés jusqu'ici offre de grands avantages du point de vue aptitude à la combustion par suite de la constitution plus homogène de la structure.* Ceci est d'une très grande importance pour les cokes constitués de charbons à degré de carbonisation faible.

Toutefois, l'on ne doit pas perdre de vue que la réduction de la granulométrie du coke entraîne une réduction de la perte de pression du haut fourneau. Cette dernière exige une compensation et le mieux sera du côté minerai. L'exploitation des hauts fourneaux aux Etats-Unis, et particulièrement la Kaiser-Steel-Works à Fontana, nous en fournit un exemple très instructif. Il a conduit à une réduction sensible et nette de la mise au mille.

Des valeurs satisfaisantes de macrosolidité peuvent se présenter même pour des cokes ayant des

valeurs Micum moyennes. De tels cokes, constitués la plupart du temps d'une pâte à plasticité relativement élevée, se sont très bien comportés à l'exploitation d'un lit de fusion bien préparé et précriblé. Malgré des variations notables du Micum, causées principalement par des écarts de plasticité de la pâte, la marche irréprochable du haut fourneau peut être assurée tant que la macrosolidité ne descend pas en dessous d'un certain minimum. Comme ce minimum dépend étroitement du degré de carbonisation de la pâte à coke, il doit être fixé spécialement pour chaque cas particulier.

Par contre, des cokes de charbons de bas rang ayant des macrosolidités aussi faibles donnent lieu à des incidents de marche en haut fourneau. Compte tenu de la température de combustion nécessaire, il semble avantageux de compenser les inconvénients dus à la grande surface externe du coke de charbon de bas rang par un développement très poussé de la surface des macropores. Indiquons, une fois encore, l'importance prépondérante, pour des cokes de charbons de bas rang, de la finesse de broyage et de l'homogénéisation de la pâte, de même que les mesures propres à atteindre une densité de chargement voulue et suffisante, ce qui se traduit finalement par un relèvement de la microsolidité.

Pour de tels cokes, une cuisson insuffisante et incomplète présente des effets catastrophiques. Ce n'est certainement pas le fait du hasard si, dans les régions où l'on est contraint de carboniser des charbons de bas rang, on consacre une attention particulière à la cuisson. La faible densité en vrac du coke doit être considérée comme nuisible dans certains cas et, spécialement, quand on constate simultanément une solidité interne insuffisante.

La méthode de détermination extrêmement sensible de la microsolidité du coke mal cuit fournit un moyen de contrôle très important, surtout si cette détermination est effectuée sur des échantillons de morceaux de coke représentant la demi-largeur de la cellule, et si l'on y ajoute une détermination de la teneur en matières volatiles des échantillons étudiés. Le tableau V montre la possibilité d'appliquer la détermination de la microsolidité à des échantillons prélevés dans différentes parties du morceau de coke.

Vers la paroi, la microsolidité du morceau de coke est la plus élevée et vers le cœur du saumon elle est la plus faible. La valeur pour la zone médiane est intermédiaire. *Le coke A du Nord de la France* de charbon gras finement broyé donne des valeurs pour paroi et cœur assez voisines, signe d'une grande régularité dans tout le morceau de coke. Dans le *coke du Nord L* de charbon gras plus grossièrement broyé et ayant un degré de carbonification moindre, les différences sont déjà un peu plus grandes, en particulier, la baisse de la microsolidité vers le cœur du saumon. Les différences sont encore plus marquées dans le *coke*

TABLEAU IV.

Microsolidité d'échantillons prélevés dans différentes parties du morceau de coke.

Variété de coke	Date	Extrémité du chou-fleur		Zone médiane		Cœur du saumon	
		Microsolidité	Teneur en matières volatiles %	Microsolidité	Teneur en matières volatiles %	Microsolidité	Teneur en matières volatiles %
Coke A du Nord de la France	mai 1954	76,1	0,5	75,7	0,6	74,2	0,8
	août 1954	77,5	0,7	72,5	0,7	71,3	0,6
Coke L du Nord de la France	mai 1954	70,1	0,9	69,4	0,9	66,1	0,6
	juillet 1954	76,5	0,8	69,9	0,8	67,5	0,6
Coke F de la Ruhr	juin 1954	75,0	0,8	68,7	0,8	65,0	0,8
	août 1954	70,0	1,0	68,2	1,2	65,8	1,0
Coke pilonné sarrois R	mai 1954	75,3	0,7	72,7	0,8	58,2	0,8
	juillet 1954	77,5	0,7	70,6	0,8	68,5	0,6
Coke pilonné sarrois usine B usine A usine V	juillet 1954	72,0	0,4	67,9	0,6	60,1	0,6
	juillet 1954	66,6	0,5	65,6	0,4	61,6	0,5
	juillet 1954	71,9	0,6	66,5	0,7	59,3	0,6
Coke à enfournement en vrac usine B usine N	juillet 1954	71,9	0,7	64,1	1,0	49,6	1,0
	juillet 1954	65,7	0,6	56,5	0,6	48,0	0,8
Coke pilonné lorrain C	mai 1954	70,8	0,9	66,7	0,8	60,3	0,9
	juin 1954	68,2	0,6	62,6	0,8	55,8	1,6
Coke à enfournement en vrac lorrain T	juillet 1954	72,4	0,8	58,4	0,9	54,7	1,3
	août 1954	65,1	1,0	62,5	0,8	54,8	1,5

de la Ruhr F, obtenu avec du charbon bien plus grossièrement broyé. Ici, la baisse de la microsolidité du côté du cœur du saumon est particulièrement apparente.

Chez les cokes sarrois et lorrains, les différences entre paroi et cœur sont nettement plus importantes, sauf dans le *coke pilonné A* de fines broyées de charbon sarrois, où la différence n'est que de cinq points. Les autres cokes sarrois proviennent de pâtes à coke contenant, à côté de fines, des quantités plus ou moins importantes de noix sarroises et un certain pourcentage en charbons à teneur en oxygène plus élevée. Ici aussi, les différences entre paroi et cœur sont très grandes. Le *coke pilonné lorrain C* fait à peu près suite aux chiffres des cokes sarrois.

Les différences apparaissent particulièrement grandes chez les *cokes sarrois d'enfournement en*

*vrac B et N*. La microsolidité du côté cœur est particulièrement basse.

Chez le *coke lorrain T à enfournement en vrac*, on observe à nouveau des différences très grandes, toutefois, sans doute par suite d'une cuisson un peu insuffisante (teneur en matières volatiles plus élevée), la microsolidité du côté cœur est plus élevée que chez les cokes sarrois à enfournement en vrac.

Pour atteindre des valeurs plus élevées et toujours plus régulières des propriétés de solidité inhérentes au coke, un rôle important sera joué, à l'avenir, par les nouveaux procédés :

- 1) de broyage par traitement sélectif;
- 2) d'homogénéisation au moyen de broyeurs centrifuges spéciaux;
- 3) d'augmentation de densité de la pâte enfournée par agglomération partielle.

## FABRICATION DE COKES METALLURGIQUES A PARTIR DE CHARBON BIRMAN PAR LE PROCÉDE DE CARBONISATION EN DEUX TEMPS DU COAL RESEARCH INSTITUTE

par les Dr. K. ASAI et H. TANNO,

Coal Research Institute, Tokyo.

La Birmanie possède de la houille tertiaire et jurassique. En général, la houille tertiaire est constituée par de la lignite et du charbon sub-bitumineux et le charbon jurassique par du charbon bitumineux.

L'auteur a étudié le bassin houiller de Kalewa et voudrait donner dans ce travail quelques explications.

Le charbon de Kalewa appartient à l'ère tertiaire. C'est pourquoi sa teneur en matières volatiles est élevée et, contrairement aux charbons européens, il ne possède pas un bon pouvoir cokéfiant.

Le charbon japonais s'est aussi formé à la période tertiaire mais le charbon de Kalewa, contrairement au charbon japonais, n'a pas été affecté par des poussées tectoniques, et moins encore par des activités volcaniques.

Des affleurements de veines de houille ont été découverts dans de nombreuses localités en bordure ouest du bassin central de Birmanie, mais leur relevé n'est pas encore complètement terminé, sauf dans le bassin houiller de Kalewa. C'est la raison pour laquelle on n'a pas encore pu donner d'estimation valable sur les réserves en charbon.

Le gisement houiller, dans lequel les veines s'étendent du nord au sud sur une étendue de plusieurs miles, au N-O de Kalewa, s'appelle le gisement de Kalewa.

Kalewa se trouve au confluent des rivières Chindwin et Myrththa.

D'actives prospections géologiques sont poursuivies en ce moment, dans cette région. L'auteur, à l'invitation du Gouvernement birman, a eu l'occasion de visiter le gisement houiller de Kalewa, où il a poursuivi systématiquement l'examen du charbon de tous les affleurements.

Toutes les veines sont inclinées de 40 à 45 degrés.

Jusqu'à présent, on a reconnu deux groupes de veines. On a entrepris l'exploitation d'une veine de 9 pieds, située à l'extrémité est de ces groupes, mais sur la faible échelle de 30 tonnes par jour.

D'après le plan du Ministère birman des Mines, on doit exploiter 1 000 tonnes par jour à Kalewa. Pour y arriver, beaucoup de temps et d'argent sont nécessaires. Cette entreprise exigera tout d'abord un important budget. Elle exigera aussi que de larges facilités soient accordées aux travaux miniers, par exemple, pour l'équipement des installations d'extraction et de préparation du charbon et pour son transport sur la Chindwin. Tout ce travail nécessite l'utilisation de techniques appropriées à la réalisation de chacun de ces objectifs.

La Birmanie importe, aujourd'hui, environ 300 000 tonnes de charbon de l'Inde. La plus grande proportion de ce charbon est utilisée dans les locomotives des chemins de fer, car le charbon

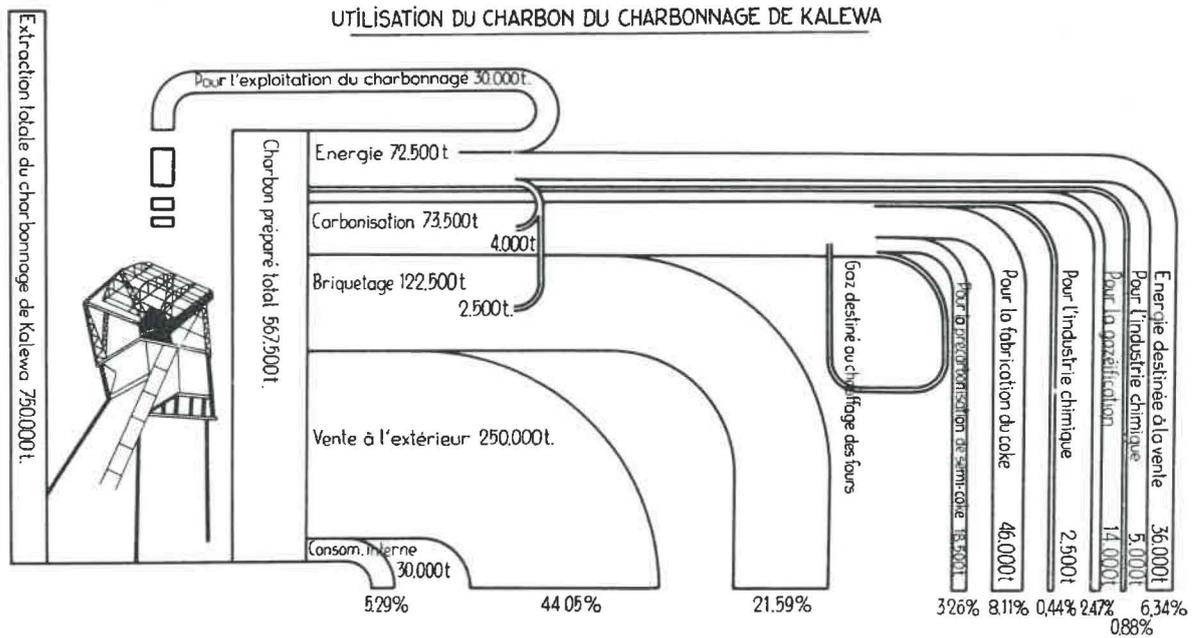


Fig. 1.

de Kalewa est réputé très friable et ne conviendrait donc pas pour les locomotives.

La consommation de charbon en Birmanie, au cours de ces dernières années, a été répartie comme suit (en tonnes par an) :

Locomotives des chemins de fer	200 000
Métallurgie	50 000
Cimenteries	50 000
Fabrication du carbure	20 000
Batellerie	10 000
Poteries	10 000
<b>Total</b>	<b>340 000</b>

En plus, il faut tenir compte d'une consommation répartie sur un grand nombre de postes : combustible domestique... etc., mais ceux-ci ont été omis, car on ne peut pas établir d'estimations exactes pour ces usages.

En ce moment, la Birmanie est pleine d'enthousiasme pour la reconstruction nationale. Un travail positif de construction est entrepris dans tous les secteurs industriels. La demande en charbon, basée

sur le rapport K.T.A. et sur d'autres données, pour les années à venir, s'établit de la façon suivante (fig. 1).

L'expression « industrie charbonnière » s'applique aux opérations suivantes :

- 1) établissement des réserves de charbon,
- 2) extraction du charbon,
- 3) préparation du charbon à des fins industrielles.

Ces trois activités sont pratiquement inséparables.

De plus, l'importance du charbon comme source de carbone a fortement augmenté à la suite des progrès de la science moderne.

#### Propriétés chimiques du charbon birman.

Le tableau I, qui donne le résultat de l'analyse du charbon de Kalewa, principale ressource de la Birmanie, a pour but de montrer dans quel sens ce charbon de Kalewa peut être utilisé dans les industries qui emploient ce charbon.

TABLEAU I.

#### I. — Analyse immédiate.

	Echantillons	Humidité	Cendres	Matières volatiles	Carbone fixe
A. Sur charbon tel quel	P — 1	9.34	3.67	44.55	42.44
	K — 2	8.84	8.77	39.93	42.46
B. Sur charbon sec	P — 1		4.05	49.14	46.81
	K — 2		9.70	43.91	46.39
C. Sur sec sans cendres	P — 1			52.25	47.75
	K — 2			48.62	51.38

II. — Analyse élémentaire.

		Cendres	C	H	N	O	S combustible
A. Sur charbon sec	P — 1	3.60	70.68	5.39	1.82	18.36	0.15
	K — 2	8.69	67.15	4.86	1.82	17.33	0.15
B. Sur sec sans cendres	P — 1		73.32	5.59	1.88	19.06	0.15
	K — 2		73.54	5.32	1.99	18.99	0.16

III. — S. total.

A. Sur charbon sec	P — 1	0,35
	K — 2	0,82

IV. — Pouvoir calorifique : kcal/kg.

	P1	K2
A. Sur charbon brut	6 270	5 990
B. Sur charbon sec	6 920	6 580
C. Sur charbon sec s.c.	7 200	7 200

V. — Pouvoir cokéfiant.

La méthode utilisée, adaptée aux exigences d'un laboratoire de campagne, avait pour but de renseigner sur la capacité de boursoufflement libre du charbon.

Cette méthode standard, de la Société américaine pour l'essai des matériaux, porte la désignation : D.720.

	Indice de gonflement	Pouvoir cokéfiant
P — 1	0	non cokéfiant
K — 2	0	non cokéfiant

VI. — Point de fusion des cendres du charbon.

La mesure du point de fusion des cendres du charbon a été réalisée dans l'appareil Leitz, à microscope et four électrique.

Dans cette méthode, l'échantillon est tout d'abord converti en cendres à 750°C environ, puis le cône des cendres est chauffé graduellement dans un four électrique.

Au cours de ce chauffage, les dimensions du cône varient : il y a diminution de la hauteur et élargissement de la base : 3 températures définissent 3 étapes de transformation.

1) La température de déformation initiale, c'est-à-dire la température à laquelle le sommet du cône s'arrondit définitivement sous la contrainte de la tension de surface de la phase liquide.

2) La température de ramollissement, c'est-à-dire la température à laquelle le cône fond en une masse approximativement sphérique.

3) La température de fluidisation, c'est-à-dire la température à laquelle le cône perd toute forme définie et s'écoule hors du champ d'observation.

Echantillon	Temp. de déformation	Temp. de ramollissement	Temp. de fluidisation
	Co	Co	Co
P — 1	1 280	1 300	1 460
K — 2	1 270	1 485	1 580

Le procédé de carbonisation en deux temps du Coal Research Institute.

Dans l'état actuel de la technique, il n'existe guère de méthode permettant de produire un coke métallurgique à partir du charbon de Kalewa, si ce n'est le procédé de carbonisation en deux temps du Coal Research Institute de Tokio.

Ce procédé, inventé il y a une dizaine d'années, a été développé au Japon en vue de produire un bon coke métallurgique à partir de charbons japonais et mettre fin à l'importation de charbons à coke. Il permet d'obtenir du coke métallurgique à partir de charbons non agglutinants. Sa désignation de procédé « en deux temps » provient du fait qu'il comporte deux carbonisations successives à basse et à haute température.

Le coke est fabriqué de façon continue grâce à un écoulement ininterrompu de matières, qui commence avec la préparation du charbon brut et se termine par le refroidissement et l'extraction du coke produit.

Au départ de l'opération, les charbons non cokéfiant, tels les lignites ou les charbons bitumineux de faible degré de houillification, sont pulvérisés et tamisés de manière à obtenir une poudre de l'ordre de 1 à 3 mm. Cette poudre de charbon est alors carbonisée vers 550-600°C dans le four de carbonisation fluidisée du C.R.I., qui fournit un semi-coke à 10-15 % de matières volatiles. Ce produit est mélangé à environ 8 % de brai, liquide séparé du goudron ou à 7 % d'asphalte; on y ajoute 10 à 15 % de charbon à coke provenant d'autres sources que Kalewa.

Le mélange est traité par la vapeur et aggloméré à la forme désirée dans une presse à rouleaux qui fournit une pression de 100-200 kg/cm<sup>2</sup>.

Les briquettes ovoïdes ainsi obtenues sont carbonisées très rapidement à environ 1 200°C dans le four continu à chambre verticale mis au point par le C.R.I. Le coke durci est refroidi et déchargé à la base du four.

Ce coke a une grande résistance mécanique et une parfaite régularité de forme. Il convient tout

particulièrement comme coke métallurgique; sa résistance à l'abrasion, son point d'inflammation, sa porosité, sa teneur en matières volatiles et sa réactivité peuvent être réglés dans une certaine mesure par le choix des charbons utilisés et la variation des proportions des constituants du mélange.

Le coke produit se désagrège peu et on n'enregistre à peu près aucune perte sous forme de menu.

La carbonisation initiale étant effectuée à basse température, le rendement en goudron est élevé.

Le brai provenant du goudron est utilisé pour le moulage des briquettes, tandis que la fraction liquide est réservée comme matière première pour l'industrie chimique.

L'uniformité des briquettes de coke enfournées dans les fours métallurgiques augmente la perméabilité de la charge et permet une certaine économie sur les frais de soufflage du vent.

L'installation de Kalewa est la plus petite unité réalisée pour un fonctionnement continu. Elle comporte trois parties essentielles :

- 1) l'installation de pré-carbonisation à basse température,
- 2) l'installation de briquetage,
- 3) le four de cokéfaction à haute température.

Une description plus détaillée des différentes phases de l'opération est donnée dans les paragraphes suivants.

#### Pré-carbonisation du charbon brut.

Le premier traitement a pour but de réduire la teneur en matières volatiles du charbon brut de sa valeur initiale d'environ 60 % jusqu'à une valeur finale d'environ 15 %. Cette première opération est de la plus haute importance pour la cokéfaction ultérieure des briquettes, cette cokéfaction étant accomplie avec une vitesse de chauffe particulièrement élevée de 8 à 10°C par minute, contre 1 à 2°C par minute seulement dans les fours à coke conventionnels.

Du fait que cette pré-carbonisation est réalisée à basse température et dans des conditions thermiques exactement contrôlées, le goudron primaire et les huiles légères sont récupérés à près de 100 %, sans pertes par cracking ou par condensation.

Il en résulte une production d'huiles de goudron beaucoup plus élevée que celle que l'on obtient par le procédé normal de cokéfaction en un seul temps.

Le four de carbonisation fluidisée du C.R.I. a déjà été appliqué avec succès pour la carbonisation à basse température de charbons industriels non agglutinants et de lignites; dès lors, aucune difficulté n'était à prévoir pour son application au traitement des charbons de Kalewa.

Le four est conçu pour traiter environ 10 tonnes de charbon par jour.

L'installation, illustrée aux figures 2 et 3, est constituée de 2 parties essentielles : le four de carbonisation en briques réfractaires et le dispositif de refroidissement et d'épuration du gaz.

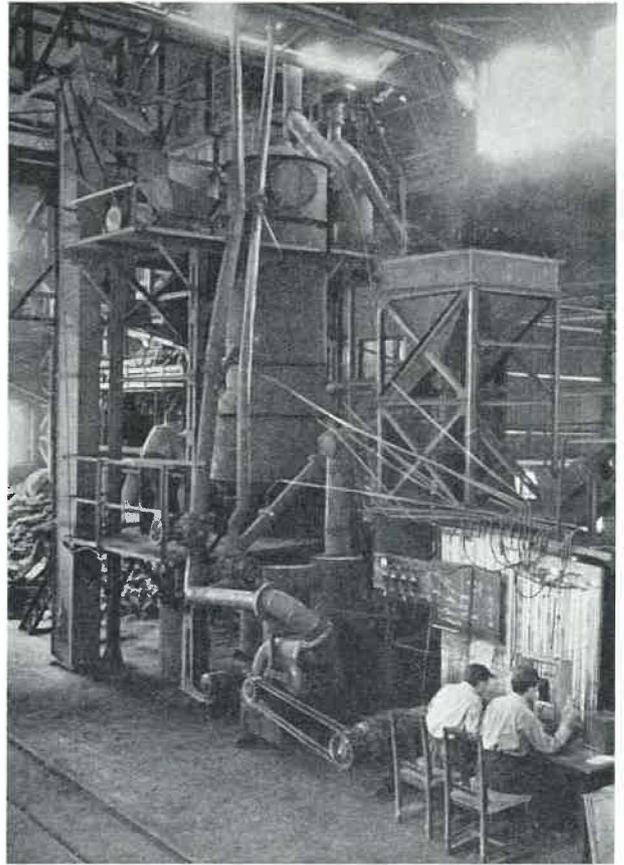


Fig. 2.

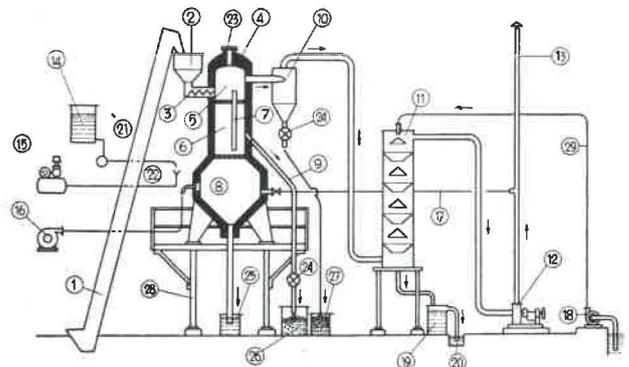


Fig. 3. — Schéma de carbonisation en fluidisé du Coal Research Institute.

1. Skip-élévateur; 2. Trémie pour la matière brute; 3. Alimentateur à vis; 4. Chambre de carbonisation en fluidisé; 5. Chambre de séchage; 6. Chambre de carbonisation; 7. Tuyau de débordement (matériel séché); 8. Chambre de combustion; 9. Tuyau de débordement (semi-coke); 10. Cyclone séparateur; 11. Scrubber à eau; 12. Extracteur de gaz; 13. Cheminée des gaz brûlés; 14. Réservoir de stockage de combustible; 15. Compresseur à air; 16. Soufflerie d'air; 17. Conduite du gaz recyclé; 18. Pompe à eau; 19. Boîte d'étanchéité; 20. Conduite des eaux résiduaires; 21. Pompe à engrenage; 22. Brûleur à huile; 23. Soupape de sûreté; 24. Valve rotative; 25. Boîte d'étanchéité pour la poussière; 26. Réservoir de semi-coke; 27. Réservoir à poussière; 28. Etau; 29. Conduite d'eau réfrigérante.

Le four comporte 3 chambres servant respectivement au séchage, à la carbonisation et à la combustion.

La matière première la plus adéquate est du charbon 0-5 mm, obtenu par tamisage sur un crible vibrant chauffé électriquement. La matière brute est chargée dans la trémie (2) en utilisant le skip-élévateur (1). De là, elle est alimentée à la chambre de séchage (5) du four (4) par l'alimentateur à vis (3). La matière est séchée en lit fluidisé par les gaz à 550° qui montent de la chambre de carbonisation (6) à travers une plaque d'acier percée de trous. La matière séchée descend dans la chambre de carbonisation par le tuyau de débordement (7) situé au centre du four. Dans cette chambre, les grains séchés forment un nouveau lit maintenu à l'état fluidisé par les gaz à 1200°C montant de la chambre de combustion (8). Les produits carbonisés sortent du four par le tuyau de débordement (9). Le régime de température est maintenu constant dans chacune des parties du four. Les différences de températures entre la partie supérieure et la partie inférieure de chaque chambre sont de l'ordre de 50 à 60°C. La durée de la pré-carbonisation est de l'ordre de 5 à 10 minutes. Normalement, le semi-coke produit est refroidi en dessous de sa température d'inflammation par un recyclage de gaz froid qui récupère sa chaleur sensible. Un cyclone sépare ensuite le gaz du semi-coke, ce dernier étant déchargé par une valve rotative et transporté à l'installation de briquetage par un dispositif Redler.

Le gaz de combustion et le gaz de carbonisation se mélangent dans le four, puis sont acheminés vers le cyclone séparateur (10) par un tube à fumées situé à la partie supérieure du four.

Après abatement des poussières dans le cyclone, le gaz traverse un scrubber à eau (11) dans lequel s'effectuent le lavage, le refroidissement et la séparation du goudron.

Le gaz épuré de son goudron est finalement rejeté à l'atmosphère, par l'extracteur (12) et la cheminée (13).

La chaleur nécessaire à la carbonisation est fournie par la combustion de pétrole brut. Une partie des fumées de combustion est recyclée, ce qui permet un réglage aisé de la température du gaz à l'entrée de la chambre de carbonisation.

Ce genre de four, qui comporte une chambre de séchage et une chambre de carbonisation indépendantes, peut être utilisé pour la carbonisation de produits tels que la sciure de bois ou les lignites à haute teneur en humidité. Son rendement thermique est particulièrement élevé si on le compare à celui d'autres types de fours. En marche industrielle, la combustion du gaz produit doit fournir la chaleur nécessaire à la carbonisation, ce qui évitera la consommation d'une quantité additionnelle d'huile brute.

Environ 6 tonnes de charbon P — 1 de Kalewa ont été carbonisées à basse température dans notre installation d'essai. Le charbon en bloc fut cassé et criblé en dessous de 5 mm; l'analyse gra-

nulométrique des fines obtenues est indiquée ci-dessous :

5 - 3 mm	24,30 % en poids
3 - 2 mm	10,19 % en poids
2 - 1 mm	31,92 % en poids
< 1 mm	33,59 % en poids

Pendant toute la durée de l'essai, l'installation de carbonisation fonctionna sans incidents. Les mesures réalisées ont fourni les valeurs suivantes :

- a) *Température en °C :*  
gaz entrant : 1 120°C,  
intérieur de la chambre de carbonisation : 610°C;  
intérieur de la chambre de séchage : 380°C;  
gaz sortant : 300 °C.
- b) *Pressions en mm d'eau :*  
dans la chambre de combustion : 180 mm;  
dans la chambre de carbonisation : 30 mm;  
dans la chambre de séchage : 20 mm;  
entrée du refroidisseur : 120 mm;  
sortie du refroidisseur : 220 mm.
- c) *Durée de la période de carbonisation :*  
15 heures.
- d) *Quantité de charbon traité :*  
environ 6 tonnes.
- e) *Quantité de semi-coke produit :*  
environ 3 tonnes.
- f) *Caractéristiques du charbon brut :*  
(analyse immédiate sur produit sec)  
cendres : 4,06 %;  
matières volatiles : 47,89 %;  
carbone fixe : 48,05 %;  
pouvoir calorifique : 6 900 kcal/kg.
- g) *Caractéristiques du semi-coke :*  
(analyse immédiate sur produit sec)  
cendres : 8,61 %;  
matières volatiles : 16,04 %;  
carbone fixe : 75,35 %;  
pouvoir calorifique : 6 900 kcal/kg.

L'essai a montré que le charbon de Kalewa à la dimension de 1 à 5 mm pouvait être traité sans aucune difficulté dans le four de carbonisation fluidisée à basse température du C.R.I.

Le semi-coke obtenu convient particulièrement bien comme matière première pour la fabrication de coke en briquettes.

#### Installation de briquetage (fig. 4 et 5).

Après passage dans une trémie intermédiaire, le semi-coke est alimenté dans un mélangeur à pales dans lequel on ajoute environ 15 % de charbon cokéfiant finement broyé, en l'occurrence du charbon japonais « Yubari », et environ 12 % de brai liquide ou 7 % d'asphalte.

Le procédé est autonome, en ce qui concerne le brai. Ce dernier provient directement du séparateur de brai de l'installation de récupération des sous-produits, il est amené à l'état liquide et entre-

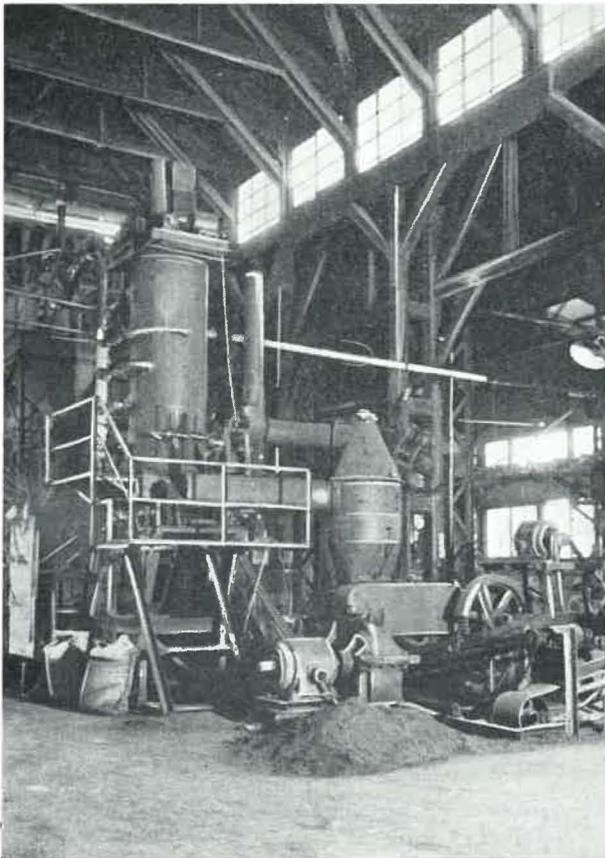


Fig. 4.

posé dans un réservoir calorifugé, chauffé à la vapeur.

Le mélange passe ensuite dans un masticateur où on lui ajoute une certaine quantité de vapeur vive pour maintenir la pâte à une température de

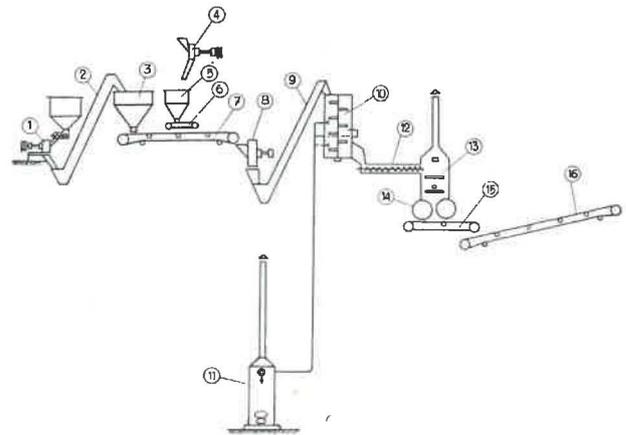


Fig. 5. — Schéma du briquetage (Coal Research Institute).  
 1. Désintégrateur; 2. Skip-élévateur; 3. Trémie de réserve du charbon brut; 4. Broyeur de brai; 5. Trémie de brai; 6. Transporteur à balance automatique; 7. Transporteur à courroie; 8. Mélangeur; 9. Skip-élévateur; 10. Malaxeur; 11. Chaudière; 12. Alimentateur à vis; 13. Evacuateur; 14. Presse à rouleaux; 15. Transporteur à courroie; 16. Transporteur à courroie en treillis métallique.

briquetage de 100-120°C; le mélange traverse ensuite un convoyeur à vis et un distributeur qui l'amènent entre les rouleaux de la presse ( 2 cylindres de 640 mm de diamètre, pression de briquetage 120 à 150 kg/cm<sup>2</sup>).

Les briquettes quittent l'installation par un transporteur à courroie en treillis métallique et, après un certain temps de refroidissement, sont déversées dans une trémie d'emmagasinement située au-dessus du four de cokéfaction.

Les caractéristiques des briquettes sont données au tableau II.

TABEAU II

	Briquettes au brai	Briquettes à l'asphalte
<i>Analyse immédiate</i>		
Humidité . . . . .	6,47 %	7,81 %
Cendres . . . . .	9,19 %	11,29 %
Matières volatiles . . . . .	23,10 %	18,94 %
Carbone fixe . . . . .	61,24 %	61,96 %
Poids spécifique . . . . .	1,22	1,22
Indice de résistance (au tambour) .	91,5 %	94,92 %
Dimensions . . . . .	55 × 45 × 35 mm (forme ovoïde)	55 × 45 × 35 mm (forme ovoïde)
Pouvoir calorifique . . . . .	6 780 kcal/kg	6 630 kcal/kg

**Installation de cokéfaction des briquettes.**

Le mode de chauffage adopté pour la cokéfaction des briquettes est fondamentalement opposé à celui que l'on utilise pour la pré-carbonisation. Pour obtenir un bon coke, solide et dur, le chauffage doit être réalisé aussi rapidement que possible, afin de craquer les constituants volatils, y compris ceux provenant des additions de goudron

et de charbon cokéfiant. Un chauffage lent aurait pour effet de distiller et de vaporiser une partie du liant qui doit servir d'agent de cokéfaction lors de sa décomposition thermique.

Une haute température et une grande pénétration de la chaleur sont dès lors les deux conditions essentielles de succès. Ces principes sont appliqués dans le four de cokéfaction à chambre verticale du

C.R.I. Un four de ce type a été appliqué aux charbons de Kalewa avec d'excellents résultats.

Ce four de cokéfaction est d'un modèle perfectionné qui permet un réglage précis des températures et un fonctionnement continu.

La continuité de l'opération peut être réalisée grâce à un chargement et un déchargement ininterrompus des briquettes. Celles-ci s'écoulent continuellement du haut en bas de la chambre de cokéfaction. A la base du four, elles traversent une chambre de refroidissement dans laquelle leur chaleur sensible est récupérée par le gaz recyclé. De cette façon, les briquettes sortent à une température inférieure à leur température d'inflammation, tandis que le gaz préchauffé monte vers la chambre de combustion et y règle la température du gaz de chauffage.

Les briquettes entreposées dans une trémie intermédiaire située au-dessus du four, sont introduites continuellement dans la chambre de cokéfaction. Cette chambre est construite en briques réfractaires, ses parois étant percées de nombreuses fentes qui la mettent en communication avec plusieurs chambres extérieures où circulent les gaz de chauffage. Ceux-ci traversent la charge horizontalement, avec une température d'entrée de 1 250°C et une température de sortie de 1 000°C, puis sont à nouveau réintroduits à 1 000°C pour quitter finalement à 800°C. La chaleur sensible qu'ils conservent est utilisée dans le four de pré-carbonisation. Par cette méthode, les briquettes froides sont chauffées dès leur entrée dans la chambre de carbonisation par des gaz à 1 000°C qui les entourent de toutes parts. La répartition des températures dans toutes les parties du four peut d'ailleurs être réglée à l'aide de dispositifs spéciaux fixés à l'intérieur. Grâce à cette méthode de chauffage brusque (« shock heating »), on obtient une augmentation de température très rapide et très uniforme, la chaleur pénétrant simultanément de tous les côtés. L'élévation de température des briquettes est de l'ordre de 8 à 10°C par minute contre 1 à 2°C par minute dans un four à coke conventionnel.

Environ 50 à 60 % du goudron sont transformés en coke de goudron, qui agit comme liant, les 40 à 50 % restants étant éliminés sous forme de vapeurs avec les gaz chauds. Le temps de cokéfaction est de 2 à 3 heures suivant la dimension des briquettes, contre 12 à 20 heures dans un four à coke normal. Ce principe de chauffage ne peut être appliqué qu'en raison de la faible teneur en matières volatiles des briquettes résultant de la pré-carbonisation du charbon qui constitue la majeure partie du mélange.

Dans les autres types de cornues verticales à chauffage direct, imaginées pour la cokéfaction de briquettes de charbon, la vitesse de chauffe est beaucoup plus faible. L'accroissement de température, dans les fours utilisant le principe du contre-courant, doit être soigneusement contrôlé et limité à 1,0 ou 1,5°C par minute, sans quoi les briquettes contenant un pourcentage de matières volatiles aussi élevé et une quantité plus grande de liant se boursouffleraient et colleraient ou se fendille-

raient par rétrécissement, provoquant des ancrages dans la cornue.

Le fait que l'on n'est pas limité dans la vitesse de chauffe résulte de la faible teneur en matières volatiles et de la proportion relativement faible de liant du mélange. Jamais aucun collage ni aucun éclatement de briquette n'a été observé avec le procédé décrit ci-dessus, même aux plus grandes vitesses de chauffe.

La température maximum du coke obtenu est de 1 000 à 1 050°C. Une partie du gaz recyclé entre à la base de la cornue comme « gaz d'extinction » et ainsi récupère la chaleur sensible du coke chaud. Du fait que cette partie du gaz recyclé entre dans la chambre de combustion à une température de préchauffage d'environ 700°C, la quantité d'air de combustion nécessaire est réduite.

Le coke sort du four vers 150 à 200°C par un orifice d'évacuation à joint hydraulique.

Ce type de chambre de cokéfaction est construit en briques de chamotte, aucune brique en silice n'étant utilisée; de ce fait, la conduite du four présente une grande souplesse, la production pouvant être démarrée ou arrêtée en un temps relativement court. La production du coke est beaucoup plus souple que dans les fours à coke de type courant.

Les figures 6 et 7 montrent une installation de four pilote capable de traiter 2 tonnes par jour et qui produit journalièrement 1,5 tonne de briquettes de coke.

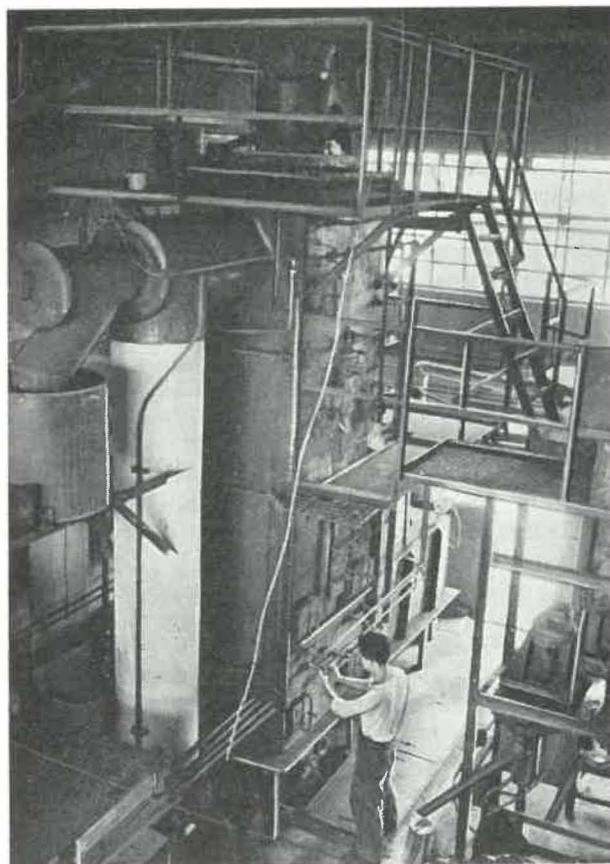


Fig. 6.

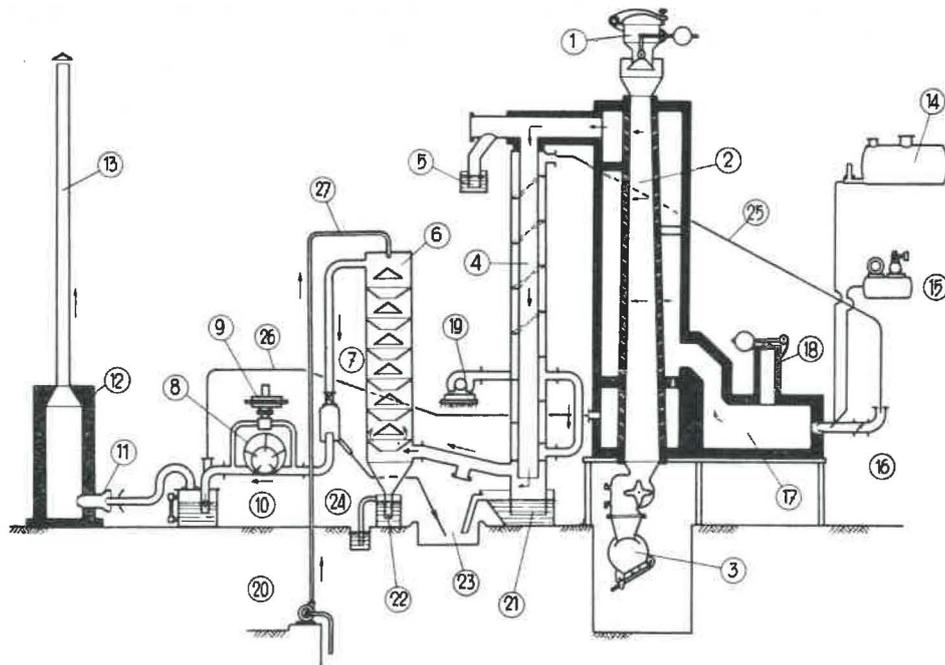


Fig. 7. — Four à chambre verticale, en continu du Coal Research Institute.

1. Trémie de chargement; 2. Chambre verticale de carbonisation; 3. Ecluseur du coke; 4. Echangeur de chaleur; 5. Boîte de sûreté pour les explosions; 6. Scrubber à eau; 7. Séparateur de brouillard, pour le goudron; 8. Extracteur de gaz; 9. Registre de by-pass; 10. Garde hydraulique; 11. Brûleur à gaz; 12. Chambre de combustion du gaz; 13. Cheminée des gaz brûlés; 14. Réservoir d'huile; 15. Compresseur à air; 16. Brûleur à huile; 17. Chambre de combustion d'huile; 18. Chaufferie de mise en marche; 19. Soufflerie d'air; 20. Pompe à eau; 21. Boîte d'étanchéité pour les eaux résiduaires; 22. Réservoir à brai; 23. Réservoir à brai; 24. Conduite des eaux résiduaires; 25. Conduite d'air chaud; 26. Conduite de recyclage du gaz, pour le refroidissement; 27. Conduite d'eau pour le scrubber.

Après 2 heures de carbonisation et 1 heure de refroidissement, soit au total 3 heures, les briquettes introduites par la trémie (1) située au sommet du four, sont carbonisées et refroidies et sortent par l'écluseur (3) situé à la base du four.

Les flèches de la figure 6 indiquent le parcours des gaz de chauffage qui traversent la cornue à trois reprises, assurant un chauffage simultané de l'intérieur et de l'extérieur de la chambre de cokéfaction.

Le gaz à haute température sortant du four entre dans l'échangeur (4) où il réchauffe l'air (25) destiné à la combustion de l'huile brute. Dans cet échangeur, on récupère l'huile lourde qui se sépare du gaz par refroidissement. Le gaz passe ensuite dans le scrubber (6) dans lequel il est refroidi par lavage à l'eau, ce qui produit la séparation de l'huile moyenne.

Le gaz traverse ensuite un séparateur de brouillard (7) dans lequel il est à nouveau refroidi et où l'on récupère l'huile légère et les gouttelettes d'eau et de goudron, après quoi il est évacué par un extracteur (8).

Cet extracteur de gaz, pourvu d'un registre de by-pass (9) et d'une garde hydraulique (10), peut régler automatiquement la pression et le débit de gaz dans la chambre, assurant ainsi la stabilité du fonctionnement du cokéfacteur.

Une partie du gaz d'échappement est recyclée à la base du four pour le refroidissement du coke,

le reste étant brûlé dans la chaudière de récupération (12) avant d'être évacué à la cheminée (13).

Les principales données relatives à la cokéfaction des briquettes dans le four vertical décrit ci-dessus sont résumées dans le tableau III.

TABLEAU III.

a) *Températures en °C :*

Base de la chambre de cokéfaction	1 050°C
Milieu de la chambre de cokéfaction	820°C
Haut de la chambre de cokéfaction	580°C
Après le récupérateur	320°C
Après le scrubber	52°C
Air préchauffé	250°C
Chambre de refroidissement	180°C

b) *Pressions en mm d'eau :*

Base de la chambre de cokéfaction	2,5 mm
Milieu de la chambre de cokéfaction	2,0 mm
Haut de la chambre de cokéfaction	0,0 mm
Après le récupérateur	— 20 mm
Après le scrubber	— 65 mm
Gaz recyclé	30 mm
Chambre de refroidissement	3,0 mm

c) *Débit de briquettes :*

Production de coke	100 kg/h
Rendement en coke	79 kg/h
	79 %

d) *Durée de la carbonisation :*

Durée de la carbonisation	2 heures
Durée du refroidissement	1 heure

e) Caractéristiques des briquettes de coke :

	Briquettes au goudron	Briquettes au brai
Dimensions	55 × 45 × 35 mm (forme ovoïde)	55 × 45 × 35 mm (forme ovoïde)
Volume	41,5 cm <sup>3</sup>	41,5 cm <sup>3</sup>
Poids spécifique apparent	0,99	1,01
Poids spécifique réel	1,80	1,85
Porosité	43,28 %	50,73 %
Densité en masse	550 kg/m <sup>3</sup>	560 kg/m <sup>3</sup>
<i>Analyse immédiate :</i>		
Humidité	3,27 %	4,31 %
Cendres	12,06 %	14,70 %
Matières volatiles	1,35 %	1,89 %
Carbone fixe	83,32 %	79,10 %
Pouvoir calorifique	6 630 kcal/kg	6 370 kcal/kg
Soufre total	0,61 %	0,86 %
Indice de résistance au trommel (15 mm)	89 %	91,2 %
Perte en menus	4,5 %	3,0 %

Ce coke sera, sans aucun doute, particulièrement bien approprié pour tous les fours à cuve métallurgiques et pour les usages en fonderie. Bien que la résistance au tambour dans ces essais soit de l'ordre de 89 à 91 %, nous pouvons assurer sur la base de notre large expérience que des résistances au tambour de 93 à 94 % peuvent être obtenues.

Nous pouvons conclure finalement, sur la base de ces résultats expérimentaux, que le charbon de Kalewa peut sans aucun doute constituer une

matière première intéressante pour la production de coke métallurgique. Toutefois, il semble qu'il serait de la plus haute importance qu'une expérience suffisamment large soit faite dans une installation semi-industrielle pour la mise au point des détails constructifs et opératoires.

Bilan des matières (fig. 8).

Les quantités exactes de produits, charbon brut, semi-coke, charbon cokéfiant, gaz, huiles et goudrons, récupérées ou consommées sont récapitulées au tableau IV. Elles se rapportent à une installation semi-industrielle d'une capacité journalière de 30 tonnes de coke.

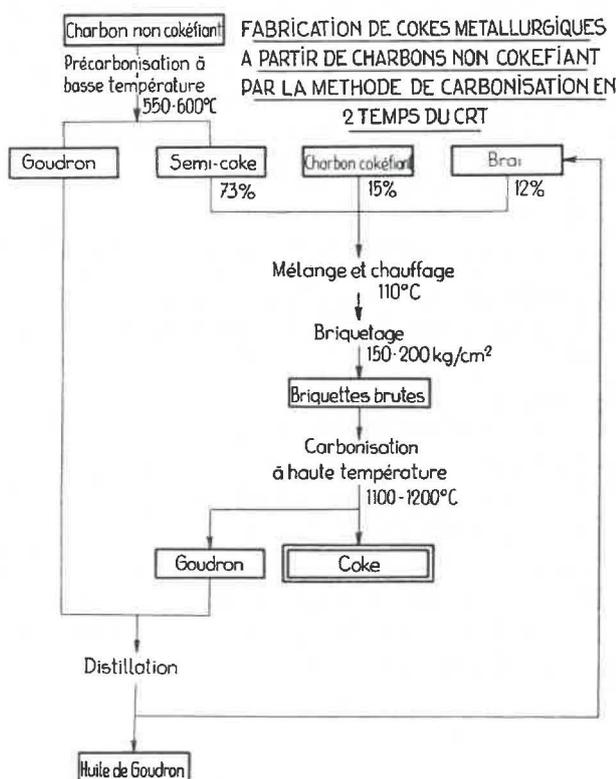


Fig. 8.

TABLEAU IV

Base : Charbon de Kalewa en Birmanie.

Analyse immédiate :

Humidité	9,34 %
Cendres	3,67 %
Matières volatiles	44,55 %
Carbone fixe	42,44 %
Soufre total	0,35 %
Pouvoir calorifique	6 270 kcal/kg
Indice de gonflement	0

Analyse élémentaire :

Cendres	3,60 %
Carbone	70,68 %
Hydrogène	5,39 %
Azote	1,82 %
Soufre combustible	0,15 %
Oxygène	18,36 %

1. *Pré-carbonisation à basse température :*

Alimentation : fines lavées de 0-3 mm	2 100 kg/h
Production :	
semi-coke de 0-3 mm	1 250 kg/h
goudron (90 % à l'essai Fischer)	230 kg/h
gaz à 5 800 kcal/Nm <sup>3</sup> (entraîné dans le gaz de recyclage)	310 m <sup>3</sup> /h

2. *Installation de briquetage :*

Alimentation :		
semi-coke	70 %	1 250 kg/h
charbon cokéfiant	15 %	269 kg/h
brai	12 %	215 kg/h
eau	3 %	56 kg/h
Production : briquettes brutes		1 790 kg/h

3. *Cokéfaction des briquettes :*

Alimentation : briquettes brutes	1 790 kg/h
Production :	
(A) coke résultant du charbon cokéfiant	200 kg/h
du semi-coke	1 125 kg/h
du brai	110 kg/h
eau (3 %)	40 kg/h

Coke total	1 475 kg/h
(B) goudron recueilli	115 kg/h
(C) gaz de distillation :	
du semi-coke	250 m <sup>3</sup> /h
du charbon cokéfiant	90 m <sup>3</sup> /h

gaz total à 3 000 kcal/Nm<sup>3</sup> 340 m<sup>3</sup>/h

$$\text{Rendement en coke} = \frac{\text{coke total}}{\text{charbon total}} = 57,5 \%$$

4. *Bilan des sous-produits :*a) *goudrons :*

Produits résultant :

	Goudron total entraîné dans le gaz kg/h	Brai récupéré kg/h	Huile récupérée kg/h
de la carbonisation à basse température	230	79	151
de la cokéfaction du charbon cokéfiant	10	6	4
de la cokéfaction du brai	105	105	0
<b>Total</b>	<b>345</b>	<b>190</b>	<b>155</b>
Produits utilisés au briquetage		190 kg/h	
Surplus disponible pour la vente		91 kg/h	

b) *gaz :*

gaz résultant de la pré-carbonisation (à basse température) : 310 m<sup>3</sup>/h à 5 800 kcal/Nm<sup>3</sup> ;  
 gaz résultant de la cokéfaction : 340 m<sup>3</sup>/h à 3 000 kcal/Nm<sup>3</sup> ;  
 total : 650 m<sup>3</sup>/h à 4 300 kcal/Nm<sup>3</sup>.

## DISCUSSION.

J. VENTER.

Remercie l'orateur et remarque que M. Asai, Directeur de l'Institut de Recherches du Charbon du Japon, traite des problèmes assez voisins de ceux que nous avons à traiter en Belgique notamment au point de vue de l'exploitation proprement dite, car le gisement japonais est aussi défavorisé que le nôtre. La semi-distillation en fluidisé qu'il a réalisée et mise au point est particulièrement intéressante.

M. FOCH.

Je voudrais demander à M. Asai s'il travaille à l'échelle de 100 kg/h ou de la tonne/heure.

M. ASAI.

A l'échelle de 15 tonnes/heure.

M. BUSSO.

A quelle température la chambre de fluidisation est-elle et quelle était la teneur en matières volatiles du produit qui sortait ?

M. ASAI.

Quinze à 16 % en matières volatiles après le premier traitement et la température était de 550°C.

M. HOFFMANN.

Peut-on employer le coke provenant des briquettes comme coke métallurgique ? J'ai eu l'expérience d'un essai réalisé à partir de charbons de Haute-Silésie; on a d'abord traité ce charbon en semi-cokéfaction, puis on a fait des briquettes avec le brai, et on traitait ces briquettes dans des fours à coke à haute température. Ces briquettes étaient inutilisables comme coke métallurgique dans nos hauts fourneaux actuels; elles avaient une microstructure très développée et donnaient des températures trop basses aux étalages. Elles pourraient être utilisées dans des bas-fourneaux ou des fours anciens au charbon de bois.

M. ASAI.

Ce coke est très bon pour des fours étroits.

M. LEDENT.

La récupération des gaz de distillation est-elle possible ?

M. ASAI.

Ces gaz sont récupérés.

M. LEDENT.

C'est bien le gaz de distillation qui sert de moyen de chauffage ?

M. ASAI.

Oui. Un traitement judicieux et modéré permet d'obtenir d'abord des hydrocarbures en chaîne.

M. VAN KREVELEN.

D'où provient le brai ? Devez-vous l'acheter pour le briquetage ?

M. ASAI.

Il vient du charbon lui-même.

## POSSIBILITES D'UTILISATION DANS LE DOMAINE PRATIQUE DE L'ETUDE MICROSCOPIQUE DE LA HOUILLE ET DU COKE

par M. Th. MACKOWSKY,

Dr. rer. nat. habil.

Chef de Laboratoire au Steinkohlenbergbauverein, Essen.

Comme on le sait, la houille est constituée par des macéraux qui composent eux-mêmes divers microlithotypes.

La figure 1 explique, d'après les propositions récentes de la Commission internationale pour l'établissement d'un glossaire de pétrologie du charbon, la façon dont les microlithotypes dérivent des macéraux.

Les termes employés diffèrent peu de la nomenclature bien connue de Heerlen. On y a seulement introduit les termes : vitrinertinite (sur proposition de M. Alpern) et claro-durite, ainsi que duro-clarite pour caractériser des transitions.

Les divers microlithotypes se comportent de façon plus ou moins différente à la cokéfaction. En première approximation, on peut répartir les microlithotypes en quatre groupes, possédant des pouvoirs cokéfiant bien distincts.

Ces groupes sont :

### 1) Vitrite et Clarite.

Ces deux microlithotypes possèdent toujours le meilleur pouvoir cokéfiant, lorsqu'ils appartiennent aux charbons à coke classiques.

### 2) Durite et Charbon argileux.

Ces deux microlithotypes se comportent toujours nettement moins bien à la cokéfaction que la vitrite et la clarite correspondantes.

### 3) Vitrinertite, Duro-clarite et Claro-durite.

Le pouvoir cokéfiant de ces mélanges se situe entre celui des microlithotypes du groupe 1 et celui des microlithotypes du groupe 2.

### 4) Fusite et Stérile.

Quel que soit le degré d'évolution du charbon auquel ils appartiennent, ces deux constituants ne jouissent d'aucune propriété cokéfiante.

On s'étonnera sans doute que la durite n'ait pas été classée dans le groupe 4 des constituants peu ou presque pas cokéfiant.

La raison en est que la durite ne doit pas du tout être considérée comme un élément complètement inerte.

L'introduction de la durite dans le groupe des constituants inertes du charbon a été basée, en règle générale, sur la qualité du coke obtenu au creuset. On sait, en effet, que les cokes de durite obtenus au creuset, contrairement à ceux de vitrite ou de clarite, ne sont pas gonflés et qu'ils sont, en général, très peu cuits.

D'où l'on en a conclu que la durite ne possédait presque aucun pouvoir cokéfiant.

Si l'on étudie la plasticité de la durite avec un plastographe d'Echterhoff, on constate qu'au moins dans les fractions granulométriques inférieures à 3 mm, cette plasticité est largement satisfaisante (fig. 2).

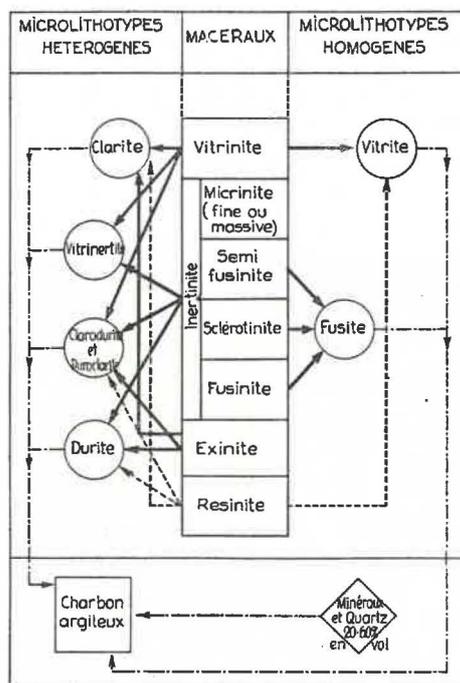


Fig. 1. — Dérivation des microlithotypes depuis les macéraux (proposition du C.I.P.Ch.).

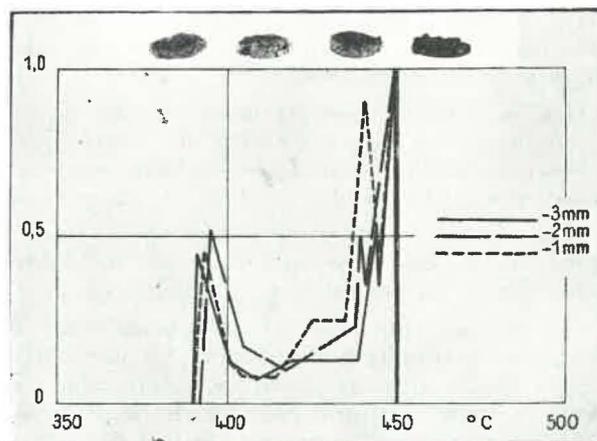


Fig. 2. — Comparaison entre les courbes obtenues au plastographe et l'aspect du coke de creuset de la durite de charbon flamant à gaz.

Il manque seulement à ce matériel fort inerte un net pouvoir de gonflement et vraisemblablement un bon pouvoir d'agglutination.

A la lumière de ces observations, il faut donc placer la durite dans une position intermédiaire entre les constituants qui cokéfient bien et les matériaux tout à fait inertes. Le classement de la durite apparaît encore judicieux quand on étudie la constitution du coke au microscope.

La figure 3 montre un coke réalisé à partir de fragments de durite d'un charbon à gaz, qui a bien fondu. La présence de la durite, pour autant qu'elle soit bien appropriée, ne porte pas du tout préjudice à la solidité du coke.

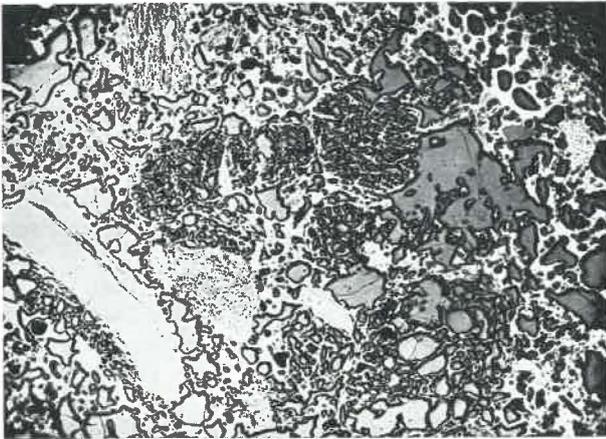


Fig. 3. — Coke de durite de charbon à gaz à côté d'un coke de vitrite.

Le pouvoir cokéfiant des divers microlithotypes diffère très fort. Compte tenu du changement de nos conceptions sur la durite, on ne peut obtenir un coke homogène et convenable en tous points que lorsque les teneurs respectives en constituants cokéfiant bien, moyennement et mal, sont adéquates dans toutes les fractions granulométriques de la pâte à coke. Il faut proscrire en particulier, dans les gros grains, toute accumulation, en grandes masses nuisibles, des constituants qui cokéfient moyennement ou mal.

Ces plus fortes concentrations dans les grosses granulométries, non seulement de durite mais encore de charbon argileux et de fusite, sont particulièrement fréquentes.

En effet, ces constituants possèdent une solidité plus forte, c'est-à-dire une résistance mécanique plus élevée que les autres microlithotypes.

La pratique objecte souvent à la nécessité de l'analyse pétrographique d'après les microlithotypes, que la quantité de durite, de charbon argileux et même de fusite dans les charbons à coke habituels est tellement limitée que la dépense pour cette analyse ne se justifie pas.

D'autres prétendent que le coke n'est pas nécessairement de bonne qualité quand la composition

du charbon à coke en microlithotypes est convenable.

Les objections de la pratique — surtout la seconde — sont parfaitement justifiées. En effet, l'analyse d'après les microlithotypes peut expliquer les propriétés cokéfiantes mises en évidence par d'autres méthodes uniquement lorsqu'il s'agit d'un seul charbon à coke ayant un degré de houillification bien déterminé.

Aujourd'hui cette exigence ne se rencontre presque plus dans la pratique, car en Allemagne, comme en Europe Occidentale, un fort pourcentage des pâtes à coke est composé de mélanges de 1, 2, 3 ou même 4 espèces différentes de charbon.

Les propriétés cokéfiantes de ces diverses espèces de charbon diffèrent au moins autant que celles des microlithotypes d'une même espèce.

Il est important de constater que les microlithotypes à pouvoir cokéfiant moyen ou nul représentent à peine plus de 5 % de la plupart des charbons à coke, alors que les quantités de charbons moyennement ou peu cokéfiants peuvent être beaucoup plus grandes.

Bien que les microlithotypes soient représentés de la même manière dans toutes les espèces de charbons, on comprendra que la qualité du coke puisse varier fortement, même pour des constitutions identiques en microlithotypes des fines à coke.

Pour pouvoir expliquer ces différences, il faut, en plus de l'analyse en microlithotypes, réaliser une analyse par espèces de charbons.

On peut distinguer les différentes espèces de charbons grâce au pouvoir réflecteur de la vitrinite, qui augmente nettement avec le degré de houillification, et aussi grâce à la couleur et au relief de l'exinite dont les modifications sont telles qu'elles rendent impossible une confusion entre les espèces de charbon.

La figure 4 montre, côte à côte, un charbon à gaz et un charbon gras.

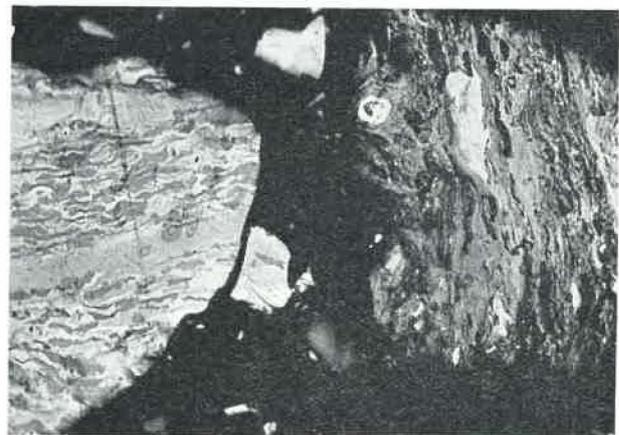


Fig. 4. — Comparaison entre un charbon à gaz et un charbon gras : à gauche : charbon gras ; à droite : charbon à gaz.

La figure 5 s'efforce, par un exemple pratique, de rendre compréhensible la signification de l'analyse par espèces de charbons. Elle montre successivement :

- les courbes du plastographe;
- la teneur en matières volatiles sur charbon sec, sans cendres;
- les résultats de l'analyse pétrographique en microlithotypes et, enfin,
- les résultats de l'analyse par espèces de charbons pour quatre charbons belges.

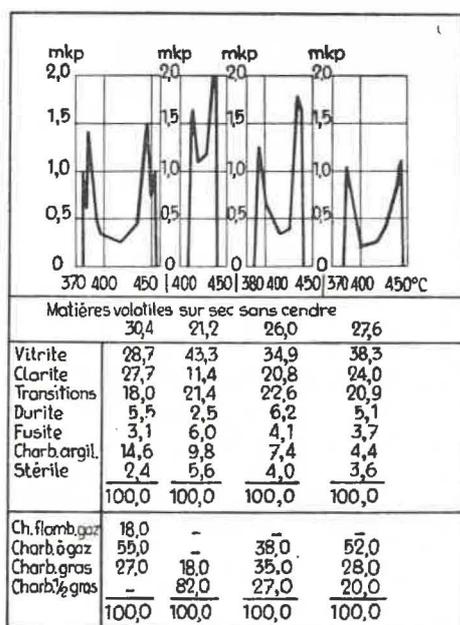


Fig. 5. — Comparaison entre les propriétés plastiques déterminées au plastographe et la composition des charbons à coke en constituants pétrographiques et en espèces de charbon.

De cette figure, il ressort que c'est l'analyse par espèces de charbon qui explique le mieux l'aspect différent des courbes obtenues au plastographe.

L'analyse en microlithotypes est incapable d'expliquer la forte différence de plasticité des quatre échantillons de charbon.

La connaissance de la teneur en matières volatiles seule ne suffit pas pour prévoir correctement le pouvoir cokéfiant des charbons.

On peut, par exemple, s'attendre à obtenir un coke très convenable à partir d'un charbon homogène au point de vue degré de houillification, par exemple ayant 21 % de matières volatiles (sur sec, sans cendres), mais on ne peut l'obtenir à partir d'un mélange de 82 % de charbon 1/2 gras et 18 % de gras.

Les expériences réalisées jusqu'ici ont montré qu'il est parfaitement possible de déterminer les propriétés des fines à coke en effectuant, au microscope, l'analyse des microlithotypes et des espèces de charbons qui les constituent.

Le broyage approprié des constituants des fines à coke peut être déterminé par l'analyse de chaque fraction granulométrique et l'homogénéité du mélange peut être contrôlée par l'analyse de quelques échantillons.

La bonne marche de la préparation des fines à coke en vue de produire un coke homogène, peut être suivie de l'étude de la constitution du coke.

On peut déceler une trop forte quantité de substance plus ou moins inerte (fusite, stérile ou charbon 1/2 gras ou maigre) en faisant le compte des constituants non fondus dans le coke.

Dans cette analyse on ne tient compte que des fragments supérieurs à 1 mm, car les expériences réalisées jusqu'ici ont montré que, en dessous de 1 mm, les substances non fondues ne diminuent pas sensiblement la qualité du coke.

La figure 6 donne un exemple de cette sorte d'analyse.

Grâce aux valeurs obtenues sur la solidité du coke, on peut établir une relation entre la soli-

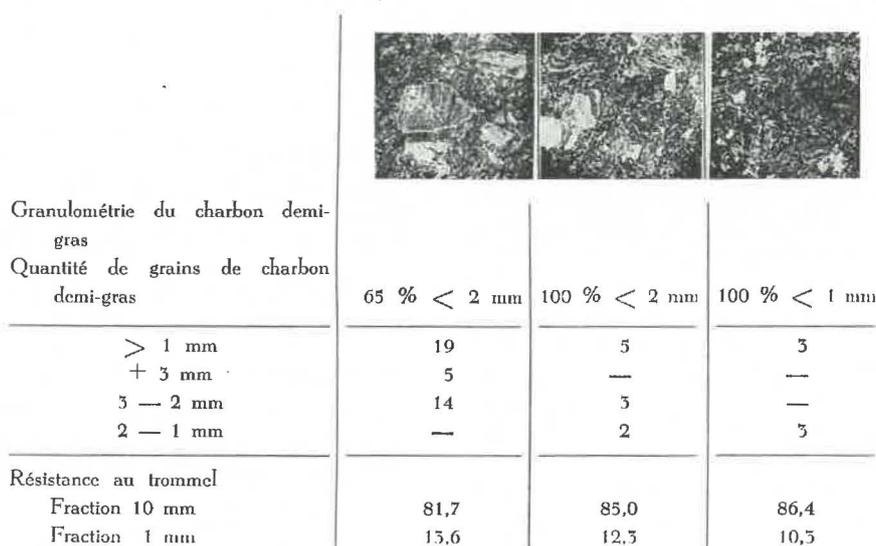


Fig. 6. — Influence de la granulométrie du charbon 1/2 gras ajouté au charbon gras sur la qualité du coke.

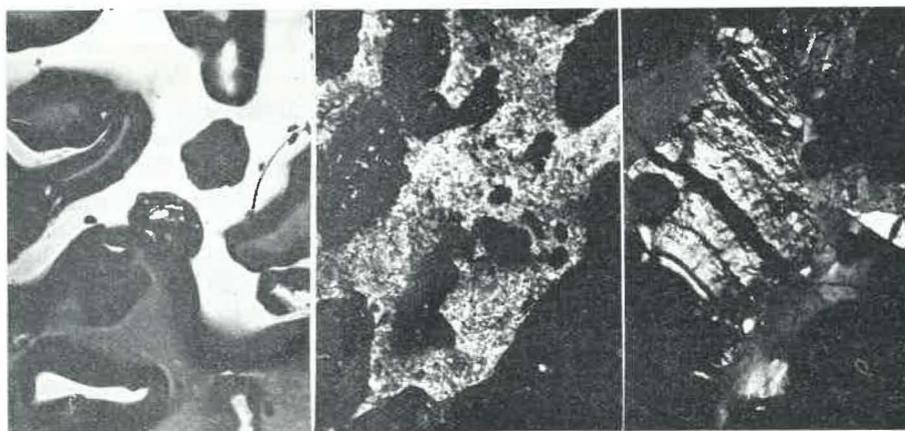


Fig. 7. — Cokes sidérurgiques à caractères optiques différents.

dité totale du coke et la proportion dans ce coke de coke provenant de charbon 1/2 gras, moyennement fondu.

Un coke est réputé homogène quand la proportion, en surface, de substance non fondue ne dépasse pas 4 à 5 % et, en outre, quand, dans tous les morceaux de coke étudiés, ces proportions oscillent dans une plage granulétique aussi petite que possible.

Quand la pâte à coke se compose uniquement d'éléments bien fondants, tels que charbons flam-bants à gaz, à gaz et gras, l'homogénéité de coke obtenu peut être étudiée dans des examens en lumière polarisée.

On distingue alors des morceaux de coke isotropes, anisotropes en petites plages et anisotropes en grandes plages.

La figure 7 montre trois cokes différents, avec leurs caractères optiques.

Si, dans les surfaces polies des échantillons examinés, on constate que la proportion des différentes espèces de coke change fortement, on a la preuve que la composition de la pâte à coke n'était pas homogène au point de vue des espèces de charbon.

L'étude optique du coke semble devoir être encore intéressante à un autre point de vue. La figure 8 met en évidence la relation entre la quantité de coke isotrope et les constantes de vitesse de réaction déterminées suivant la méthode de A. Dahme et de H.J. Junker. De cette figure il faut retenir que, selon toute vraisemblance, les parties isotropes du coke sont plus réactives que les parties anisotropes.

Toutes ces expériences auront montré que l'étude microscopique de la houille et du coke peut être très intéressante et importante pour la pratique si elle est conduite judicieusement, c'est-à-dire en complément d'autres tests bien connus.

Dans ces conditions, les recherches microscopiques facilitent considérablement la compréhension des causes de nombreuses difficultés et permettent, en même temps, de choisir correctement les mesures appropriées pour les aplanir.

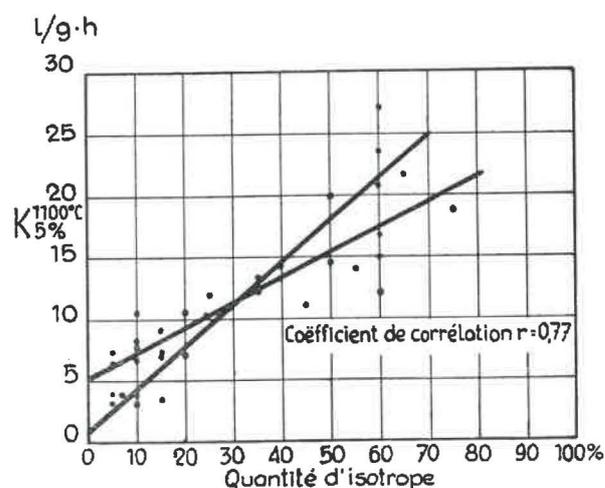


Fig. 8. — Relation entre la réactivité et les propriétés optiques du coke.

## DISCUSSION

J. VENTER.

Souligne que l'exposé de M<sup>lle</sup> Mackowsky est d'autant plus remarquable qu'il est son premier exposé en langue française.

M. SCHWARZ.

Au sujet du plastographe, qu'est-ce qui est représenté en ordonnées, étant entendu qu'en abscisses, ce sont les températures ?

M<sup>lle</sup> MACKOWSKY.

C'est la résistance de l'agitateur.

M. SCHWARZ.

A-t-on pu établir une corrélation entre les résultats de ce plastographe et les résultats du plastomètre classique de Giessler ?

M<sup>lle</sup> MACKOWSKY.

Nous n'avons pas essayé d'établir cette corrélation, mais M. Schuhknecht a peut-être des résultats dans ce domaine.

**M. SCHUHKNECHT.**

Nous n'avons pas encore beaucoup d'expérience avec le plastographe d'Echterhoff, mais on peut dire dès maintenant que le maximum de plasticité pour un charbon déterminé est très différent. Le plastomètre de Giessler donne une fluidité, mais nous n'enregistrons pas une plasticité aussi remarquable avec le plastographe. On ne doit donc pas mesurer exactement la même chose. Les résultats obtenus sont presque identiques en ce qui concerne la largeur de la zone de plasticité.

En ce qui concerne la fluidité maximum, on sait que, dans le Giessler, l'agitateur tourne avec une très grande rapidité de l'ordre de 30 000 tours/minute, tandis que, dans le plastographe, il tourne seulement à une vitesse de 25 à 54 tours/minute.

**M. BURSTLEIN.**

M. Schuhknecht pense que, du fait de sa très grande rapidité, cet agitateur peut, à sa vitesse maximum, dans des charbons très fluides, tourner dans le vide. Malgré la fluidité du charbon, celui-ci ne peut pas remplir le vide au fur et à mesure qu'il se forme près de l'agitateur, d'où la grande différence avec le plastographe.

**M. SCHWARZ.**

Il faut donc en conclure que les renseignements obtenus sur la plasticité avec le plastographe sont meilleurs que ceux obtenus avec le plastomètre.

**M<sup>lle</sup> MACKOWSKY.**

C'est possible.

## LE CHARBON A COKE PENURIE OU ABONDANCE ?

par **E. BURSTLEIN,**

Ingénieur civil des Mines,

Président-Directeur de la Société Sovaco, Paris.

Tout récemment un cri d'alarme a été lancé par l'O.E.C.E.

Une rupture d'équilibre serait amorcée sur le marché charbonnier européen et celle-ci irait en s'accroissant dans les années à venir.

D'un côté, il y aurait pénurie en charbons à coke, de l'autre côté, surproduction dans les qualités non cokéfiables.

Cette vision pessimiste de l'avenir a provoqué une certaine inquiétude des milieux intéressés.

Est-elle bien justifiée ?

On a raisonné comme si la notion de « charbons à coke » était immuable, et comme si elle était synonyme de « charbons gras ».

En réalité, un « charbon à coke » est un charbon qui, seul ou en mélange avec d'autres charbons ou d'autres produits d'addition, donne un coke qui répond aux besoins de la sidérurgie ou, d'une façon plus générale, de la métallurgie, alors qu'un « charbon gras » est un charbon dont les caractéristiques sont définies par les « matières volatiles » et le « gonflement ».

Par ailleurs, la notion de « charbon à coke » a constamment évolué dans le passé avec les progrès de la technique de la cokéfaction et continue à évoluer à l'heure présente. Cette évolution va dans le sens d'un élargissement continu de cette notion. Au début de l'industrie de la cokéfaction, elle ne couvrait qu'une fraction des charbons gras. A l'heure actuelle, elle déborde très largement sur les charbons gras pour englober une grande partie des autres catégories de charbon. Il en résulte des conséquences importantes pour l'éco-

nomie de nombreux pays producteurs de fonte, d'acier ou de métaux non ferreux.

### CHAPITRE I.

#### L'EVOLUTION DE LA NOTION DE CHARBON A COKE JUSQU'A LA FIN DE LA DEUXIEME GUERRE MONDIALE

En systématisant quelque peu, on peut déceler pour l'industrie cokière au moins quatre étapes techniques, à chacune desquelles correspond un élargissement de la notion de charbon à coke.

#### I. — La cokéfaction d'un seul charbon sans broyage préalable (XVIII<sup>e</sup> siècle).

A cette première étape de la technique de la cokéfaction correspond la première définition de charbon à coke :

*Un bon charbon à coke est de la catégorie « charbons gras », à condition que la teneur en matières volatiles soit comprise entre 22 et 25 % sur sec.*

Cette première notion couvre une fraction seulement des charbons gras.

#### II. — La cokéfaction d'un seul charbon après broyage simple (XIX<sup>e</sup> siècle).

A cette deuxième étape de la technique correspond cette deuxième définition de charbon à coke :

*Un bon charbon à coke est de la catégorie des charbons « gras » ou « demi-gras » à condition que*

sa teneur en matières volatiles soit comprise entre 19 et 26 % sur sec.

Cette deuxième notion élargie couvre une fraction des charbons gras et une fraction des charbons demi-gras.

### III. — La cokéfaction d'un mélange de plusieurs charbons après broyage simple (début du XX<sup>e</sup> siècle).

*Est charbon à coke tout charbon qui, associé en proportions déterminées à d'autres charbons, donne naissance à un mélange bitumineux dont la teneur en matières volatiles est comprise entre 19 et 26 % sur sec.*

En outre, l'indice de gonflement mesuré par exemple au dilatomètre Arnou doit être compris entre + 20 % et + 60 %. Pour des chiffres inférieurs, le coke est insuffisamment fondu et présente une structure gréseuse et, pour des chiffres supérieurs, il y a formation de coke mousseux.

### IV. — La cokéfaction d'un seul charbon ou d'un mélange de plusieurs charbons après broyage simple et pilonnage (toujours début du XX<sup>e</sup> siècle).

A cette quatrième étape de la technique correspond une quatrième définition de charbon à coke :

*Outre les charbons visés par la troisième définition, est charbon à coke tout charbon qui, seul ou associé à d'autres charbons, donne naissance à un charbon d'enfournement bitumineux et non poussant, dont la teneur en matières volatiles est comprise entre 25 et 29 % sur sec.*

On remarquera que, grâce à cette quatrième étape de la technique, non seulement la fourchette totale pour la teneur en matières volatiles des mélanges cokéfiables est élargie et couvre maintenant tous les mélanges entre 19 et 29 % de matières volatiles, mais qu'en outre la fourchette relative aux bitumes est également élargie, puisque le gonflement mesuré par exemple au dilatomètre Arnou peut être compris entre + 10 % et + 75 %.

A la fin de la deuxième guerre mondiale en 1945, sont donc charbons à coke tous les charbons depuis les anthracites jusqu'aux flambants, à condition de les associer dans des proportions telles que leur mélange présente : d'une part, une teneur en matières volatiles comprise entre 19 et 29 % sur sec et, d'autre part, un certain degré de gonflement compris entre + 10 % et + 75 %.

Ces quatre définitions sont encore toutes valables aujourd'hui.

En effet, aussi étrange que cela puisse paraître, les deux premières étapes techniques n'appartiennent pas encore à une époque révolue. De nos jours, de nombreuses cokeries gazières et certaines cokeries charbonnières enfournent encore des charbons sans broyage préalable et même la technique des mélanges n'est appliquée que dans une très petite minorité des cokeries. Alors qu'en 1925 déjà, toutes les cokeries sidérurgiques de Lorraine ou de Belgique par exemple enfournaient des mélanges, on discute à l'heure actuelle seule-

ment de l'opportunité d'introduire cette technique dans les cokeries charbonnières d'Angleterre ou d'Allemagne.

L'évolution de la notion de charbon à coke n'est cependant pas arrêtée et vient de franchir depuis 1945 une nouvelle étape importante, ainsi que nous allons le montrer au chapitre suivant.

## CHAPITRE II.

### ELARGISSEMENT RECENT DEPUIS 1945 DE LA NOTION DE CHARBON A COKE PAR LA PREPARATION SELECTIVE ET PETROGRAPHIQUE

A la fin de la deuxième guerre mondiale, le monde européen et la France en particulier manquent de charbons à coke.

Les Houillères du Bassin de Lorraine perfectionnent la technique du pilonnage et obtiennent des résultats remarquables.

Parallèlement, des essais sont entrepris pour élargir la double fourchette sus-indiquée. C'est ainsi qu'est né en 1948 le procédé Longwy-Burstein, dénommé également procédé Sovaco, dont nous rappelons ici les idées directrices et les principes.

#### 1. — Idées directrices.

a) Homogénéiser la texture du coke, et par voie de conséquence, sa résistance, quel que soit d'ailleurs le mode d'enfournement (pilonnage ou non).

b) Produire un coke aux caractéristiques régulières dans le temps.

c) Augmenter la productivité des installations de cokéfaction par un accroissement de la densité de chargement et une meilleure homogénéité du mélange d'enfournement.

Pour se rendre compte de toute la différence qui existe entre un coke à texture hétérogène et à structure cellulaire irrégulière, et un coke à texture homogène et structure cellulaire régulière, il suffit de se reporter aux figures 1 et 2.

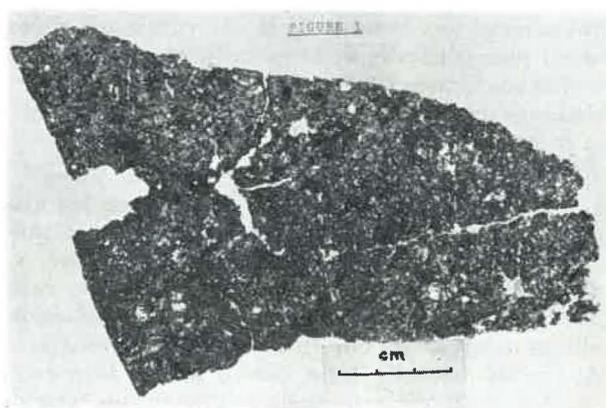


Fig. 1.

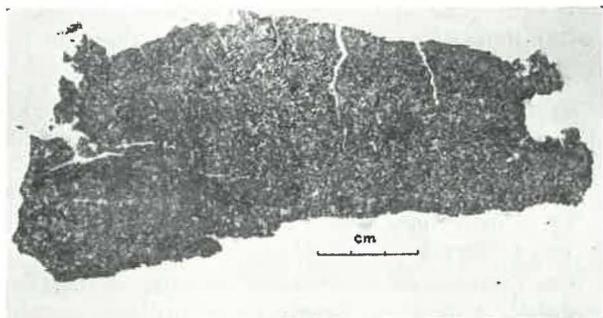


Fig. 2.

Ces deux coques ont été fabriqués à partir du même mélange comprenant :

- 85 % de charbons à gaz à 31 % de matières volatiles;
- et 15 % de charbons maigres et inertes à 15 % de matières volatiles.

Dans le cas de la figure 1, ce mélange a été préparé par broyage simple suivant la technique classique, de façon à obtenir 80 % de passant à la maille de 2 mm.

Dans le cas de la figure 2, ce même mélange a été soumis à une préparation sélective et pétrographique suivant les principes exposés ci-après. On remarquera la disparition des gros grains noirs de la figure 1 dus au charbon maigre inerte qui a été insuffisamment broyé, ainsi que la disparition des irrégularités de porosité.

## 2. — Principes.

*1<sup>er</sup> Principe : Resserrement de la plage granulométrique totale du mélange d'enfournement.*

La première condition à remplir pour obtenir un coke à texture serrée et régulière est de travailler avec un mélange d'enfournement dont la plage granulométrique totale soit aussi réduite que possible, par exemple 0/3 mm contre 0/6 mm ou plus dans les procédés classiques.

*2<sup>e</sup> Principe : Amélioration de la forme de la courbe granulométrique du mélange d'enfournement.*

La deuxième condition à remplir pour obtenir un coke à texture serrée et pour augmenter la productivité des installations de cokéfaction est de travailler avec un mélange d'enfournement à densité de chargement aussi élevée que possible, compatible bien entendu avec le pouvoir poussant du mélange.

Or, l'application du premier principe tend à faire baisser la densité de chargement si l'on ne change pas la forme de la courbe granulométrique. Il faut donc donner à la courbe granulométrique une nouvelle forme de façon à compenser tout d'abord la chute de densité due à la réduction de la plage granulométrique totale, et à augmenter ensuite cette densité si le pouvoir poussant du mélange le permet.

En d'autres termes, il s'agit de donner au mélange d'enfournement, à l'intérieur de la plage granulométrique totale qui est fixée par le premier principe, une courbe granulométrique dont la forme soit aussi voisine que possible de celle de la courbe de remplissage idéale.

Cette nouvelle forme sera de préférence une courbe en S inversé, caractérisée par un grain moyen aussi centré que possible dans la plage granulométrique totale et par une plage granulométrique centrale aussi étendue que possible.

La figure 3 représente pour des fours non pilonnés de 4 m de hauteur, et pour des charbons à 8 % d'eau, la réduction de la densité de chargement lorsque l'indice de finesse totale M, c'est-à-dire la limite supérieure de la plage granulométrique totale, diminue de 6 à 1 mm sans que l'indice de forme F de la courbe granulométrique soit modifié.

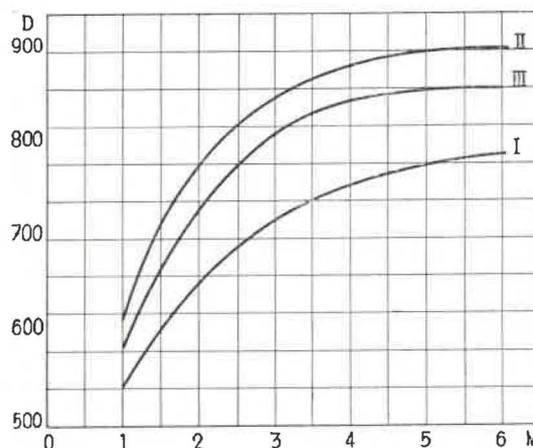


Fig. 5. — Variation de la densité de chargement en fonction de la finesse totale.

Humidité des charbons 8 % — Fours non pilonnés.

D : Densité de charbon en kg/m<sup>3</sup>.

H : Indice de finesse totale en mm.

Les courbes I, II et III de la figure 3 possèdent respectivement des indices de forme F<sub>1</sub>, F<sub>2</sub> et F<sub>3</sub> constants :

$$F_1 = 0,13 \frac{0,04/0,30}{0,01/0,64} 0/1$$

$$F_2 = 0,50 \frac{0,10/0,90}{0,02/0,98} 0/1$$

$$F_3 = 0,50 \frac{0,25/0,75}{0,05/0,95} 0/1$$

représentés graphiquement sur la figure 4.

Les indices granulométriques de ces courbes sont le produit de l'indice de finesse par l'indice de forme :

$$G_1 = M.F_1 \text{ pour la courbe I}$$

$$G_2 = M.F_2 \text{ pour la courbe II}$$

$$G_3 = M.F_3 \text{ pour la courbe III}$$

expressions dans lesquelles seul M est variable.

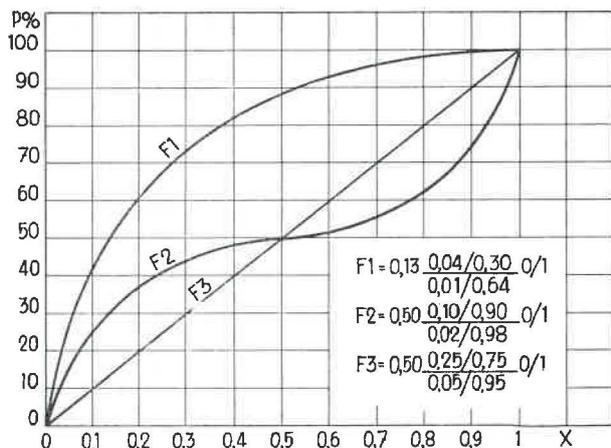


Fig. 4. Représentation graphique de l'indice en forme F  
p % : % de passant.  
X : Division décimale de la maille unité.

En se reportant à la figure 3, on constate que, si l'on cherche à réduire l'indice de finesse totale M de 6 à 3 mm par exemple, en conservant l'indice de forme usuel obtenu par broyage simple (courbe I), il se produit une chute de la densité de chargement de  $65 \text{ kg/m}^3$  (720 contre 785), soit  $- 8 \%$ .

Si l'on combine, par contre, cette réduction de la plage granulométrique totale avec une modification de l'indice de forme, on obtient un accroissement de la densité de chargement de :

+  $25 \text{ kg/m}^3$  (810 contre 785), soit  $+ 3 \%$  si l'on passe à l'indice de forme  $F_3$ , c'est-à-dire à une répartition linéaire et proportionnelle du charbon dans les différentes fractions granulométriques;

+  $65 \text{ kg/m}^3$  (850 contre 785), soit  $+ 8 \%$  si l'on passe à l'indice de forme  $F_2$ , c'est-à-dire à une distribution granulométrique du charbon suivant une courbe en S inversé, qui est très voisine de la courbe de remplissage idéale.

Pour les fours pilonnés, les phénomènes sont analogues (voir Chaleur et Industrie, décembre 1954 et janvier 1955).

### 3<sup>e</sup> Principe : Régularité dans le temps de la courbe granulométrique du mélange d'enfournement.

La troisième condition à remplir pour obtenir un coke aux caractéristiques constantes dans le temps est de produire un mélange d'enfournement à courbe granulométrique invariable dans le temps, malgré les variations de la granulométrie initiale et de la dureté des charbons entrant dans la composition du mélange.

### 4<sup>e</sup> Principe : Homogénéité des éléments fusibles du mélange.

La quatrième condition à remplir pour obtenir un coke à texture homogène est de répartir d'une façon uniforme et homogène les divers composants fusibles du mélange, ainsi que leurs constituants pétrographiques fusibles, dans toutes les fractions granulométriques du charbon d'enfournement.

Il faut donc annihiler les tendances à la ségrégation dans l'élaboration du mélange, phénomènes de ségrégation qui ont leur origine dans :

- la différence dans la granulométrie initiale des divers charbons entrant dans la composition du mélange;
- la différence dans la dureté de ces charbons;
- la différence dans la dureté des constituants pétrographiques de ces charbons.

Ces facteurs de ségrégation conduisent dans les procédés antérieurs, opérant par broyage simple, à une concentration extrêmement nuisible des éléments les plus durs et les plus gros dans les fractions granulométriques supérieures du mélange, et vice-versa.

### 5<sup>e</sup> Principe : Finesse des éléments inertes du mélange.

La cinquième condition à remplir pour obtenir un coke à texture régulière est d'introduire dans le mélange d'enfournement les charbons inertes, ainsi que les constituants pétrographiques inertes des charbons bitumineux, avec une plage granulométrique totale de très faible étendue, mais avec un indice de forme caractérisée par un grain moyen centré dans la plage totale et une plage granulométrique moyenne de grande étendue.

### 6<sup>e</sup> Principe : Surface totale réduite du charbon d'enfournement.

La sixième condition à remplir, particulièrement avec les mélanges pauvres en bitumes, est de donner au charbon d'enfournement une surface totale aussi faible que possible en évitant toute formation d'un excès de fine poussière par surbroyage des éléments qui ont la finesse voulue.

## 3. — Moyens mis en œuvre pour la réalisation de ces principes.

Une installation Sovaco comporte généralement deux lignes :

- une ligne de traitement des éléments bitumineux;
- et une ligne de traitement des éléments inertes, comme indiqué schématiquement sur la figure 5.

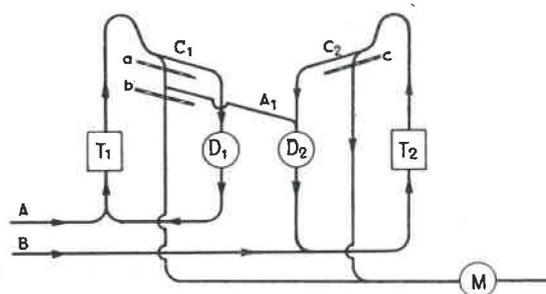


Fig. 5.

Sur la première ligne, les charbons bitumineux subissent d'abord une première opération qui consiste à les amener tous au même dénominateur gra-

culométrique de façon à éliminer les différences et les variations dans leur granulométrie initiale et dans leur dureté. Ces différences et ces variations peuvent être facilement dans le rapport de 1 à 6 pour la granulométrie initiale, et 1 à 2 pour la dureté.

Le dénominateur granulométrique commun sera une plage granulométrique totale bien déterminée, par exemple 0/4 mm et à l'intérieur de cette plage granulométrique une courbe granulométrique allongée, de préférence en forme de S inversé.

Ce résultat est atteint par désintégration progressive et contrôlée avec recyclage des seuls éléments situés à l'extérieur de la plage granulométrique sus-indiquée. Plus l'opération de désintégration sera ménagée, meilleur sera le résultat.

Après cette première opération, les charbons bitumineux subissent une deuxième opération sur la même ligne, qui consiste à en extraire les constituants pétrographiques à la fois durs et inertes qui se sont concentrés dans la fraction granulométrique supérieure.

Ce résultat est atteint par une coupure granulométrique effectuée à proximité de la limite supérieure de la plage granulométrique totale qui, grâce à l'opération précédente, est devenue commune à tous les charbons bitumineux. Si cette plage est par exemple de 0/4 mm, la coupure en question sera effectuée aux environs de 3 mm.

Sur la deuxième ligne seront traités les constituants pétrographiques à la fois durs et inertes, extraits comme indiqué ci-dessus des charbons bitumineux, ainsi que les charbons inertes entrant éventuellement dans la composition du mélange. Ces produits seront soumis à une opération de broyage progressif et contrôlé avec recyclage dans le but de leur conférer une plage granulométrique totale de très faible étendue, par exemple 0/1,5 mm, sans qu'il y ait pour cela formation d'un excès de fine poussière par surbroyage. A l'intérieur de cette plage, on donnera à la courbe granulométrique une forme allongée avec un grain moyen sensiblement centré dans la plage totale.

Les produits élaborés sur ces deux lignes sont ensuite mélangés intimement et distillés à haute, moyenne ou basse température, avec ou sans pilonnage.

Lorsque les charbons sont enfournés sans pilonnage, il y a intérêt à leur incorporer, en tête des deux lignes de traitement, une très faible quantité d'huile minérale (0,2 à 1 % suivant la viscosité du fuel).

Le rendement des cribles incolmatables qui contrôlent la désintégration et le broyage progressif, ainsi que l'extraction des constituants inertes des charbons bitumineux, s'en trouvent considérablement accrus. Par ailleurs, la densité de chargement dans les fours est notablement augmentée (5 à 7 %).

#### 4. — Résultats technico-économiques du procédé de préparation sélective et pétrographique des charbons suivant le procédé Longwy-Burstein (Sovaco).

Le procédé nouveau, dont les principes et les moyens d'exécution viennent d'être rappelés succinctement, fonctionne actuellement à l'échelle industrielle dans trois cokeries sidérurgiques et quatre cokeries gazières en France (depuis 1951), en Algérie (depuis 1952) et en Allemagne (depuis 1955). Parmi ces sept installations, la plus grande et la plus belle est celle qui fonctionne en Allemagne au Charbonnage « Consolidation 3/4 » de la Société Mannesmann à Gelsenkirchen, installation qui est capable de traiter 3 000 tonnes de charbon par jour (fig. 6).

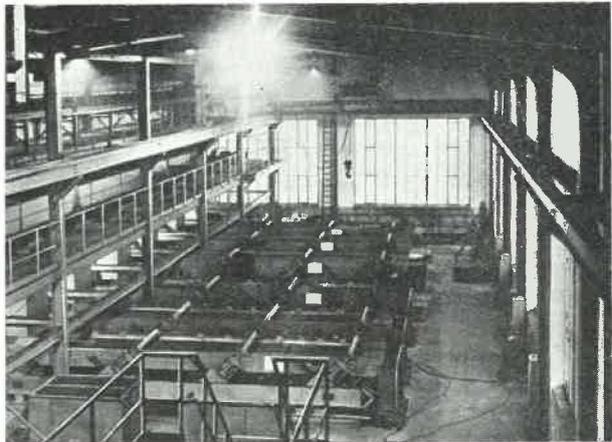


Fig. 6.

La première installation réalisée est celle de la Cokerie de Thionville de la Société Lorraine Escaut, qui fonctionne depuis 1951 (fig. 7).

Après quatre années de marche industrielle, on peut affirmer que les espoirs qui ont été placés dans ce procédé se sont réalisés intégralement.

Le coke obtenu est de bonne qualité sidérurgique avec des indices Micum :

$$\begin{aligned} M_{40} &= 78 \text{ à } 80 \\ M_{10} &= 6,5 \text{ à } 7,5 \end{aligned}$$

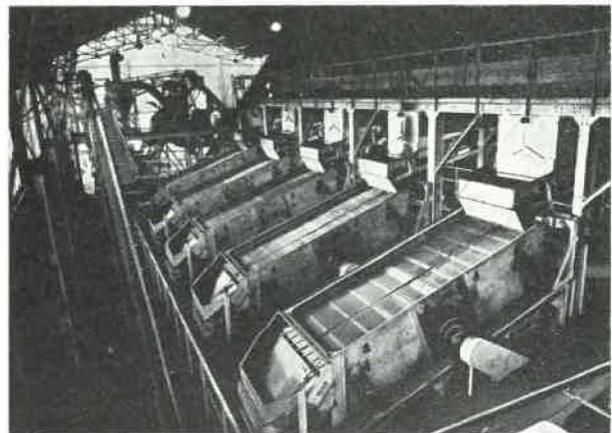


Fig. 7.

Le pourcentage de poussier de coke 0/10 dans le coke total est de 3,5 à 4,5 % seulement et celui de petit coke 0/40 dans le coke total de moins de 10 %.

Ces résultats sont obtenus dans des fours non pilonnés à partir d'un mélange de charbon à base de charbon lorrain ou sarro-lorrain.

Ce qui est remarquable, c'est que depuis 1951 la teneur en matières volatiles du mélange d'enfournement a oscillé entre 31 et 32 % sur sec, soit 31,5 à 35 % sur pur. Il y a donc une extension considérable de la notion de charbon à coke puisque la limite supérieure de la fourchette des matières volatiles pour le charbon d'enfournement dans les fours non pilonnés a été portée de 26 % à 32 % sur sec, soit 28 à 35 % sur pur.

Il en est de même de la limite inférieure qui a pu être descendue de 19 à 17 % sur sec, soit 20,5 à 18,5 % sur pur.

Par ailleurs, autre fait remarquable, l'indice de gonflement du mélange au dilatomètre Arnu pendant toute cette période est resté négatif. Sa valeur a oscillé entre -12 et -7 % (fig. 8).

Il y a donc également, au point de vue teneur en bitumes du mélange d'enfournement, une ex-

tension notable de la notion de charbon à coke, puisque le minimum de la fourchette pour le gonflement a pu être abaissé de +10 % à -10 %.

On peut donc dire qu'à cette nouvelle technique de préparation sélective et pétrographique des charbons correspond une cinquième définition pour les charbons à coke :

##### 5. — Définition de charbon à coke.

*Est charbon à coke tout charbon qui, associé en proportions déterminées à d'autres charbons, donne naissance à un mélange, même faiblement bitumineux, dont la teneur en matières volatiles est comprise entre 17 et 32 % sur sec, soit 18,5 à 35 % sur pur.*

Ce qui traduit peut-être le mieux l'importance de l'élargissement de la notion de charbon à coke, c'est le fait que la Cokerie de Thionville devait, avant l'introduction du procédé Sovaco, faire appel à 60 % de charbon gras ou demi-gras de la Ruhr pour pouvoir consommer 20 % de charbons à gaz de Sarre dénommés « gras A » à 34 % de matières volatiles (37 % sur pur) et 20 % de charbons lorrains dénommés « gras B » à 38 % de matières volatiles (41 % sur pur).

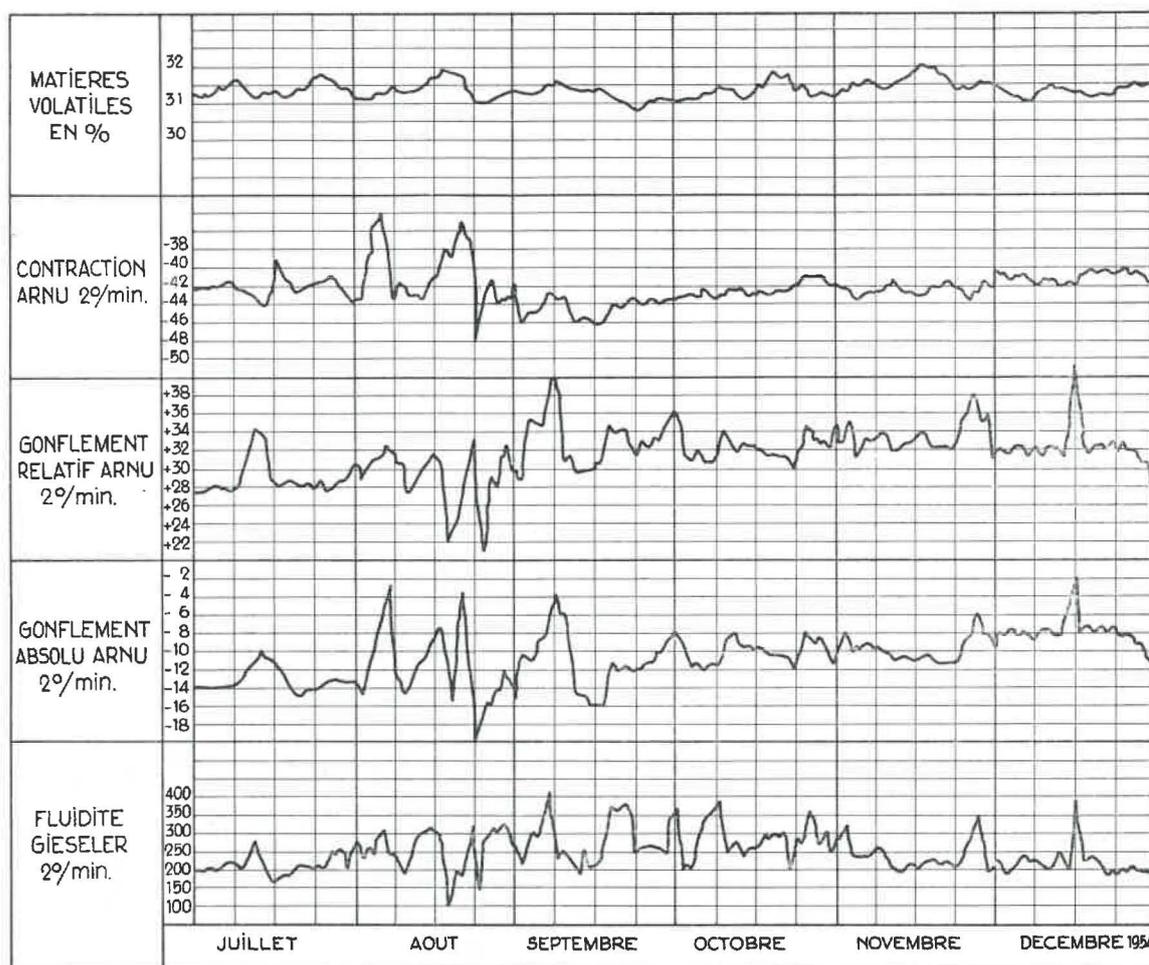


Fig. 8. — Caractéristiques des charbons d'enfournement de la cokerie de Thionville préparés suivant le procédé Sovaco.

Depuis l'introduction de ce procédé, le pourcentage des charbons d'appoint de la Ruhr a pu être ramené à 25 % et on a même pu incorporer dans le mélange jusqu'à 45 % de charbons flambants de Lorraine, soit une catégorie de charbons dont la cokéfaction, avec production de coke sidérurgique, avait été auparavant considérée comme absolument impossible dans des fours non pilonnés.

Cet exemple rend tangible tout le chemin qui a été parcouru au point de vue de la notion de charbon à coke depuis l'origine de l'industrie de la cokéfaction jusqu'à nos jours.

L'effort financier pour moderniser les cokeries européennes est-il considérable ?

Assurément non !

Car rien n'est à changer aux installations de cokéfaction proprement dites. Il suffit de les compléter par des installations de préparation sélective des charbons.

Et leur coût ?

Pas plus de 5 % environ de la valeur neuve des installations de cokéfaction auxquelles on les ajoute !

Comme la capacité d'enfournement des installations de cokéfaction proprement dites est augmentée par la préparation sélective d'au moins 5 %, les frais d'investissement pour les installations Sovaco complémentaires sont donc entièrement couverts.

Et les frais de la préparation sélective pour main-d'œuvre, énergie et entretien ?

De l'ordre de 30 F par tonne de charbon traitée, soit environ 0,6 % de la valeur de la tonne de ce charbon.

Dans la plupart des cas, ces frais d'exploitation supplémentaires sont couverts, non pas une fois, mais plusieurs fois par le jeu de l'un ou plusieurs des facteurs ci-après :

a) Diminution du prix du mélange à cokéfier du fait du recours à des charbons considérés jusqu'ici comme non cokéfiables et d'un prix moindre (1 % de moins pour le prix représente actuellement en France un gain de l'ordre de 45 F par tonne de mélange).

b) Augmentation de la production de gaz pour un tonnage de charbon donné, lorsque le mélange comporte une teneur en matières volatiles plus élevée et compte tenu de ce que le kilog de gaz vaut généralement plus cher que le kilog de coke (1 % de gaz en plus à la place de 1 % de coke représente actuellement en France un gain de l'ordre de 40 F par tonne de mélange).

c) Réduction de la durée de cuisson du fait de l'homogénéisation du mélange d'enfournement, tant au point de vue régularité de la distribution granulométrique, de l'humidité, de la densité de chargement, qu'au point de vue disparition des nids de schlamms (10 000 cal/t de gaz de chauffage de moins représentent un gain de l'ordre de 12 F par tonne de mélange).

d) Réduction de la mise au mille du haut fourneau du fait de l'amélioration de la qualité et de la régularité du coke (1 % de moins sur la mise au mille représente un gain de l'ordre de 45 F par tonne de mélange).

e) Diminution de la production de poussier de coke et de petit coke par tonne de charbon, du fait de l'amélioration de la texture du coke et de la réduction de la fissuration (1 % de poussier de coke en moins représente un gain de l'ordre de 30 F par tonne de mélange).

f) Diminution du bris de coke pendant le transport du fait de l'amélioration de la texture du coke et de la réduction de sa fissuration (1 % de bris en moins par tonne de coke transportée représente un gain de l'ordre de 20 F par tonne de mélange d'enfournement).

Les facteurs *a*, *b* et *c* jouent principalement lorsque, pour une qualité déterminée du coke, on modifie la composition du mélange d'enfournement.

Par contre, les facteurs *c*, *d*, *e* et *f* interviennent essentiellement lorsque, pour une composition donnée du mélange d'enfournement, on recherche une amélioration de la qualité du coke.

Il suffit que par le jeu de ces différents facteurs il y ait, par tonne de charbon cokéfié, un gain supérieur à 30 F, soit environ 0,6 % de sa valeur, pour que la préparation sélective et pétrographique conduise, non seulement à une extension de la gamme des charbons cokéfiables, mais également à un abaissement du prix de revient du coke ou de la fonte.

## CONCLUSIONS

Nous avons ainsi montré que la notion de charbon à coke n'est pas immuable et que, grâce aux progrès passés et récents réalisés par la technique de la cokéfaction, la gamme des charbons cokéfiables a pu être élargie d'une façon considérable.

Ainsi la menace d'une pénurie prochaine de charbons à coke n'est qu'apparente et ne se transformera pas, demain, en réalité !

Mais l'industrie de la cokéfaction doit faire un effort de modernisation !

Il est navrant de constater que nos cokeries, dont certains sont si fiers, ne sont du XX<sup>e</sup> siècle que si on les considère sous l'angle de la mécanisation et de la puissance de production des installations, mais qu'elles appartiennent, sauf quelques exceptions, au XIX<sup>e</sup> siècle si on les considère sous l'angle du procédé qu'on y applique, et plus particulièrement de la préparation des charbons.

N'est-il pas déraisonnable de broyer en commun les charbons du mélange, et ceci d'une façon défecueuse, irrégulière et approximative, en surbroyant les fractions qui ont déjà la finesse voulue, et sans tenir compte de l'individualité propre de chaque charbon ?

Depuis une quarantaine d'années, nos connaissances sur la nature des charbons se sont considérablement approfondies, grâce aux travaux de savants aussi éminents que, par exemple, Duparque, Gillet, Edwin Hoffmann, Mackowsky, Mott, Potonié, Seyler, Stach, Stopes, et bien d'autres

A quand l'utilisation pratique de ces connaissances ?

Il est inconcevable qu'une matière première aussi précieuse que le charbon, dont le prix augmente dans tous les pays plus rapidement que l'indice pondéré de l'ensemble des produits industriels, soit, pour des raisons de routine, non pas traitée d'une façon adéquate, mais plutôt maltraitée et de ce fait gaspillée.

Le financier, qui tient les cordons de la bourse, suivra le technicien dans la voie de la modernisation, car l'effort d'investissement à réaliser est de faible importance comparé aux résultats certains à en attendre. Il n'est que de 5 % environ de la valeur des cokeries à moderniser. Dans la situation actuelle de l'industrie de la cokéfaction, il est certainement préférable de construire une cokerie de moins pour moderniser 20 cokeries existantes. Ces 20 cokeries modernes produiront un meilleur coke à un moindre prix de revient, et comme par ailleurs la capacité d'enfournement de chacune sera accrue de 5 % au moins, la production globale sera rigoureusement la même.

Il ne reste donc qu'à vouloir.

#### DISCUSSION.

##### M. DUPARQUE.

L'étude pétrographique des charbons en vue de la détermination de leurs qualités cokéfiantes et les questions mises ainsi en évidence ont attiré mon attention lors de la publication, en 1919, des travaux de Mary Stopes et de Tyssen en Amérique. Je me suis alors intéressé à cette question et, en 1926, j'ai publié un travail qui donnait la compo-

sition élémentaire et immédiate des quatre constituants macroscopiques des charbons du Nord de la France. Seul, le fusain a une entité bien déterminée, qui est, en quelque sorte, celle d'un anthracite ligneux.

Par ailleurs, il existe pratiquement autant de variétés de durain, de clarain et de vitrain que de variétés de charbons. Les vitrains des charbons flambants et des anthracites ne cokéfient pas.

La cokerie de Carmaux travaille, sans mélange, à partir de charbons de cutine ayant de 30 à 32 % de matières volatiles. Comment peut-on expliquer cette réalisation de coke avec des charbons qui ne sont pas dans la catégorie des charbons cokéfiantes?

##### M. BURSTLEIN.

La cokéfaction de ces charbons ne constitue pas un problème parce qu'ils sont bien bitumineux. Le problème devient difficile quand il s'agit de charbons de 38 à 40 % de matières volatiles, qui n'ont plus que très peu de bitume. Carmaux compense l'excès de bitume de ses charbons par une légère oxydation. Le coke de Carmaux est surtout un coke domestique et non un coke sidérurgique. Avec le procédé Sovaco, on peut aller jusqu'à des mélanges de 33 à 34 % de matières volatiles, constitués d'une gamme de charbons allant des flambants aux maigres.

##### M. DUPARQUE.

Une autre question est de savoir pourquoi l'exinite qui n'est pas fondante dans les flambants le devient dans les charbons gras.

# Journées techniques sur les applications du caoutchouc dans les mines de houille

organisées les 2 et 3 mai 1955 à Liège, durant la Foire Internationale  
(suite et fin)\*

## Déblocage par convoyeurs et extraction par skips d'un siège produisant 12.000 tonnes nettes/jour

Le siège de Merlebach  
des Houillères du Bassin de Lorraine (France)

A. ROCHE,

Ingénieur Divisionnaire,  
Chef des Services Généraux du Fond au Siège de Merlebach (France).

### SAMENVATTING

*De bedrijfszetel Merlebach van de groep « Sarre et Moselle » van het bekken van Lotharingen verzekert een dagelijkse productie van 12.000 t kolen met een netto-rendement van 3,4 t (1954). De overeenkomende bruto extractie bereikt het dagelijks gemiddelde van 15.500 t. De spitsprestaties bedragen 14.000 netto- en 18.000 bruto-ton.*

*De afzetting en de ontginningsmethoden eigen aan deze bedrijfszetel leiden tot een grote spreiding van de ontginningswerken; er zijn meer dan 320 werkplaatsen in aanbouw, horizontaal verspreid over 7 km en vertikaal over vijf verdiepingen.*

*Deze verregaande spreiding van de winning over kleine ploegen en de concentratie op vervoermiddelen van grote capaciteit zijn tegenover gestelde gegevens die a priori onverenigbaar schijnen. Dank zij een oordeelkundige indeling van de afzetting is men er nochtans in geslaagd deze beide gegevens met elkaar in overeenstemming te brengen en ze te doen bijdragen tot het indrukwekkend resultaat dat door deze bedrijfszetel bereikt werd.*

*De ganse productie van de zetel wordt vanaf de werkplaatsen naar de schacht vervoerd door middel van transportbanden en langs een enkele schacht (Freymin), uitgerust met twee skip-inrichtingen, opgehaald.*

*Iedere skip is op zichzelf in staat om een extractie van 7.000 netto-ton (9.000 bruto-ton) op zestien uur te verzekeren.*

*Het net van 68 transportbanden op 650, 800, 900, 1000 en 1200 heeft een totale lengte van 18 km. Zekere eenheden zijn 1300 m lang, met een vermogen van 230 pk.*

*De verbindingen tussen de verdiepingen worden verzekerd door zwaartekracht, door middel van wentelgoten.*

*De uitwerking van een geheel van beproefde schikkingen : scharnierende goten, ophopingswerende pedalen aan de stortpunten, centrifugale sequensregeling en slipbeveiliging, optische en acoustische signalisatie, heeft een veilige, ononderbroken en automatische werking van het net van transportbanden en van de skips gedurende de zestien uren van dagelijkse extractie mogelijk gemaakt.*

(\*) Voir Annales des Mines, 1955, juillet, p. 665/702 et septembre, p. 870/889.

*Een uiterst beperkt personeel (90 diensten per dag) hetzij minder dan acht diensten per 1000 t, verzekert het ganse mechanisch en electrisch onderhoud, het zuiverhouden en het bedienen van het vervoer der producten van de ganse bedrijfszetel. Hierbij moeten zestien diensten per dag, hetzij 1,3 diensten per 1000 ton, gevoegd worden voor het onderhoud en de bediening van de skips.*

*Een grondige studie van de kostprijs van het vervoer der producten en van het T.K.U. vervoer toont het belang aan van de veralgemening van het vervoer door transportbanden in de bedrijfszetel Merlebach.*

## RESUME

*Le siège de Merlebach du Groupe de Sarre et Moselle des Houillères du Bassin de Lorraine, assure une production journalière de 12.000 tonnes de charbon net avec un rendement fond de 3,4 tonnes (1954). L'extraction brute correspondante atteint la moyenne quotidienne de 15.500 tonnes. Les pointes atteintes sont 14.000 tonnes nettes et 18.000 tonnes brutes.*

*Le gisement et les méthodes très particulières à ce siège conduisent à une très grande dispersion des chantiers d'abatage : plus de 320 chantiers en activité, dispersés sur 7 km horizontalement et sur cinq étages verticalement.*

*L'extrême dispersion de la production par petites équipes et la concentration par des moyens puissants du déblocage général sont deux données contraires et a priori incompatibles; un découpage judicieux du gisement a su les harmoniser et les transformer en facteurs importants des succès enregistrés par le siège.*

*La totalité de la production du siège, transportée des chantiers au puits par convoyeurs à bande, est remontée au jour par un seul puits (puits Freyming) équipé d'une double extraction par skips.*

*Chaque skip est capable d'assurer à lui seul une extraction de 7000 tonnes nettes (9.000 tonnes brutes) en 16 heures de marche.*

*Le réseau des 68 convoyeurs à bande de 650 - 800 - 900 - 1000 - 1200 a une longueur cumulée de 18 kilomètres.*

*Certaines unités ont 1300 mètres et une puissance de 230 CV.*

*Les liaisons inter-étages s'effectuent par gravité au moyen de descenseurs hélicoïdaux.*

*La mise au point d'un ensemble de dispositifs sûrs : goulottes articulées, pédales anti-engorgements aux déversements, centrifuges d'asservissement et de contrôle du glissement, signalisations lumineuses et acoustiques, a permis l'obtention d'une marche sûre, continue et automatique du réseau de convoyeurs et de celle des skips pendant les seize heures journalières d'extraction.*

*Un personnel extrêmement réduit (90 postes/jour, soit moins de huit postes aux 1000 tonnes) assure l'entretien mécanique et électrique, le nettoyage et la marche du déblocage pour l'ensemble du siège. Il faut ajouter seize postes/jour, soit 1,3 poste aux 1000 tonnes pour l'entretien et la marche de l'extraction par skips.*

*Une étude approfondie du prix de revient déblocage et de la T.K.U. transport, montre l'intérêt de la généralisation du déblocage par convoyeurs au siège de Merlebach.*

- |  |  |
|--|--|
| <p>I. Aperçu sur le gisement et les méthodes d'exploitation.</p> <p>II. La modernisation du déblocage général.</p> <p>III. Les convoyeurs à courroies pour le déblocage du charbon au fond.</p> <p>IV. Installation, entretien et utilisation des convoyeurs.</p> <p>V. Prix de revient.<br/>Prix de revient de la tonne kilométrique.</p> | <p>Le siège exploite deux des trois faisceaux de ce versant.</p> <p>— <i>Le faisceau des flambants supérieurs</i> : onze veines, en un ou plusieurs bancs, représentant en moyenne 27 à 28 m de charbon exploitable.</p> <p>— <i>Le faisceau des flambants inférieurs</i> : dix veines, en un ou plusieurs bancs, d'une puissance exploitable totale de 22 à 23 m environ.</p> <p>— Le troisième faisceau de charbon gras est exploité par le siège voisin de Cuvelette.</p> |
|--|--|

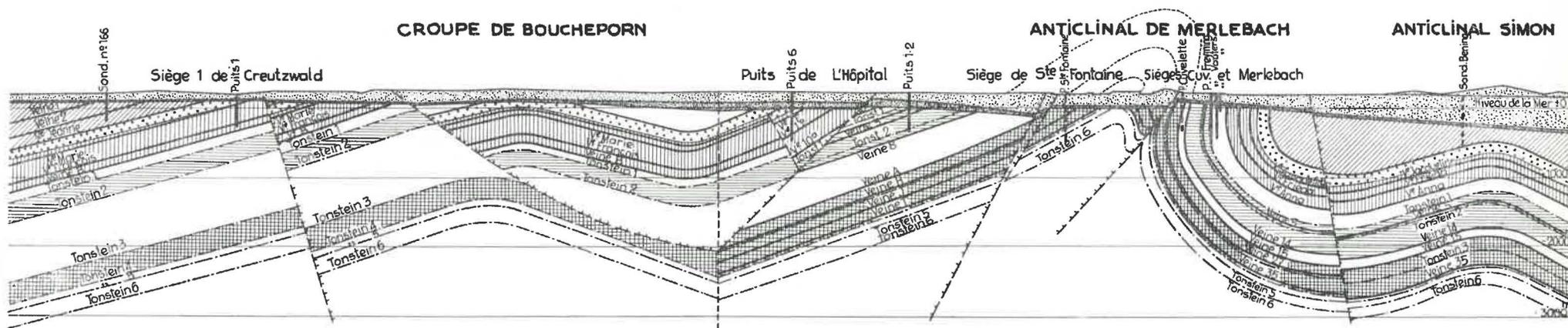
### I. — APERÇU SUR LE GISEMENT ET LES METHODES D'EXPLOITATION

Les caractéristiques du gisement (fig. 1) sont, d'une part, l'inclinaison très forte, voisine de la verticale, d'autre part, la multiplicité des couches composant les faisceaux exploités par le siège sur le versant est de l'anticlinal « dit de Merlebach » du Bassin Sarro-Lorrain.

Entre ces deux faisceaux sensiblement verticaux se trouvent 200 à 250 m de conglomérat très dur et hétérogène à galets de quartz.

D'une façon générale, les galeries principales (fig. 2) desservant les étages d'exploitation sont creusées à partir des puits parallèlement au plan des couches dans le banc de conglomérat. Elles sont rectilignes sur de grandes longueurs, large-

# COUPE GÉNÉRALE DU GISEMENT DE SARRE ET MOSELLE



## — LEGENDE —

- Muschelkalk
- Grès vosgien
- Permien
- Veine
- Toustein
- Che'd'Ottweiler
- Flambants sup.
- Flambants inf.
- Gras



Fig. 1.

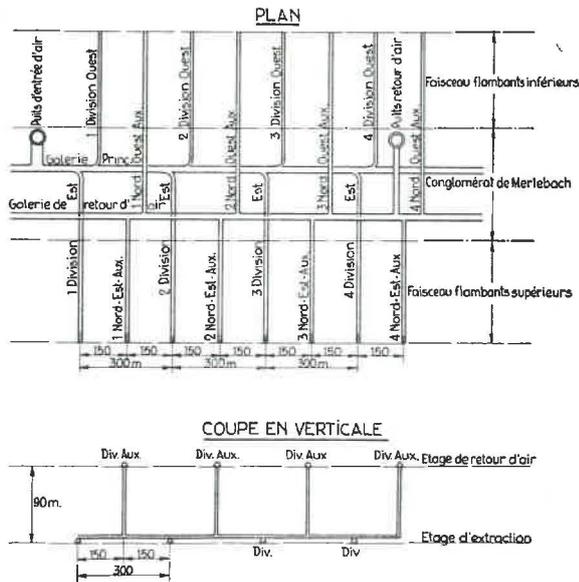


Fig. 2. — Disposition schématique des galeries.

ment dimensionnées pour assurer le trafic matériel et le déblocage important du siège, ainsi que sa ventilation. Leur creusement et leur armement sont onéreux du fait de la dureté du conglomérat, mais leur tenue est remarquable et leur entretien pratiquement nul.

A partir des galeries principales, et ce, tous les 300 ou 400 m, suivant les cas, on trace perpendiculairement à celles-ci des travers-bancs appelés « Divisions » qui recoupent vers l'ouest et vers l'est les faisceaux de couches à exploiter.

Chaque division constitue l'axe principal d'un panneau.

Les veines sont exploitées par tranches horizontales montantes, de part et d'autre et au-dessus de la division, par de très nombreux petits chantiers à petites équipes (fig. 3). Le remblai est en

totalité hydraulique, le matériau étant fourni exclusivement par d'importantes carrières de grès vosgien, voisines de Merlebach.

Le grès vosgien est indispensable. Le remblai hydraulique très compact permet de réduire considérablement les affaissements de surface qui, compte tenu de la densité et de la configuration des couches, seraient prohibitifs avec une méthode à remblai incomplet. C'est aussi un moyen de lutte très efficace contre les incendies spontanés des charbons flambants.

## II. — LA MODERNISATION DU DEBLOCAGE GENERAL

Cette partie de la technique d'exploitation du siège a subi depuis 1945 des transformations radicales que l'expérience a montré être extrêmement heureuses.

Dès avant guerre, le problème de l'amélioration du déblocage s'était posé, mais les hostilités vinrent en interrompre les études et la réalisation.

La production était alors de 8000 tonnes nettes/jour. Le roulage général était effectué par berlines de 1000 litres et locomotives à air comprimé à haute pression. L'extraction de quatre étages exploités était assurée par remontée des berlines dans les cages de quatre installations puits.

L'après-guerre a posé le problème à nouveau avec une vigueur accrue et sur des bases nouvelles.

D'une part, il fallait assurer un développement rapide de la production conformément au Plan Monnet.

D'autre part, la configuration générale de la mine s'était considérablement modifiée par l'appauvrissement des réserves des étages supérieurs et le retard considérable des travaux préparatoires négligés pendant la guerre.

Il fallait donc établir de toute urgence un projet de modernisation des engins de déblocage,

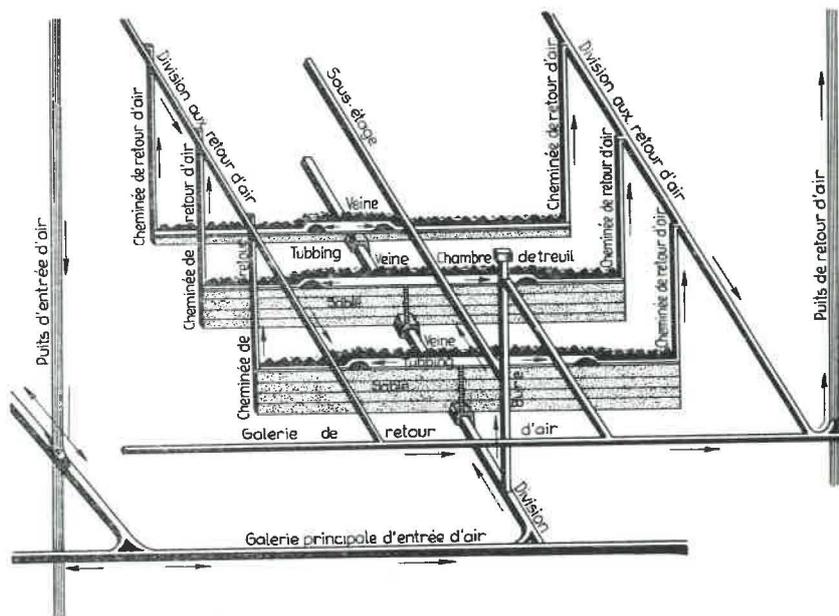


Fig. 3. — Schéma d'une division.

permettant d'extraire, non seulement des étages alors en exploitation, mais des nouveaux étages plus profonds, les 11000 tonnes nettes imposées pour 1953.

Les buts recherchés par ailleurs étaient bien entendu l'augmentation du rendement fond par réduction du personnel improductif et par suppression définitive des « manque à vides » dont avait toujours souffert le siège avant-guerre.

Il fut décidé de *concentrer l'extraction et de renforcer considérablement le déblocage* des chantiers du fond.

Les moyens choisis furent les skips et les bandes.

#### Les skips.

Ils ont comme avantage :

- la réalisation à grande profondeur des meilleures extractions horaires;
- la suppression presque totale du personnel aux recettes fond et jour, surtout en marche automatique;
- la facilité d'alimentation par bande.

Par contre ils occasionnent :

- le bris du charbon. C'était un risque à prendre, mais il fut pris en connaissance de cause.

Les charbons du siège étant très durs et déjà relativement maltraités par le tir systématique en chantier et les chutes libres dans les tubbings, le bris dû aux skips ne pouvait être que *relativement* faible.

Le transport par bande, supprimant les multiples points de chargements en berlines, devait par ailleurs être nettement favorable à la granulométrie.

En pesant le pour et le contre, il fut même décidé de sacrifier à la simplicité dans les installations du skip; on ne prit aucune disposition particulière anti-bris ni au chargement, ni dans les cages de skips.

Le choix fut heureux, l'expérience ayant prouvé qu'aucune dépréciation n'est à enregistrer; le contraire est même possible.

— la création de poussières. Elle n'était pas à craindre, car les charbons ne sont pas poussiéreux et sont par ailleurs humidifiés par le remblayage hydraulique.

En conséquence, les skips pouvaient être installés dans un puits d'entrée d'air sans installations de dépoussiérage.

Toutes ces considérations permettaient d'envisager une installation à forte capacité et de réalisation mécanique très simple.

#### Les bandes.

Pour alimenter un engin aussi puissant que le skip projeté, il fallait trouver un moyen de liaison entre les 320 chantiers et le puits, autre que les 6000 berlines de 1000 litres et les 30 locomotives à air comprimé haute pression.

Compte tenu de l'importance de la production et des distances, le roulage par grosses berlines ne pouvait se concevoir qu'avec l'utilisation de puissantes locomotives à trolley.

Mais, d'une part, les galeries existantes, partout trop basses, ne permettaient pas l'installation des fils de contact à 2,20 m au-dessus de rail comme l'impose le règlement français, et, d'autre part, l'humidité permanente du conglomérat, les réseaux de tuyauteries de remblayage, d'air comprimé basse et haute pression, d'eau, le transport sur rails d'un matériel ferreux hors gabarit, rendaient le danger d'électrocution très sérieux dans des voies soumises par ailleurs à une circulation importante de personnel.

Le choix s'est porté sur les bandes pour les raisons suivantes :

- ce sont des engins sûrs, facilement électrifiables, d'entretien relativement aisé quand ils sont bien installés, capables d'un débit régulier et élevé, et n'exigeant pendant la marche qu'un personnel très réduit;
- il était relativement facile de les installer sans trop gêner l'extraction déjà surchargée, car elles s'inscrivaient bien dans les galeries rectilignes;
- elles pouvaient être introduites en rabattant vers le puits et en réduisant *progressivement* le roulage par des stations provisoires de chargement en berlines;
- les recettes pour skips alimentées par bandes peuvent être extrêmement simples, tant du point de vue creusement que du point de vue matériel;
- le stockage en berlines pouvait être remplacé en partie par le stockage en silos et la surpuissance escomptée du déblocage permettait d'en réduire l'importance.

Telles furent les conditions et les raisons ayant conduit aux réalisations actuelles et qui sont examinées plus en détail dans les chapitres suivants.

### III. — LES CONVOYEURS A COURROIES POUR LE DEBLOCAGE DU CHARBON AU FOND

(Fig. 4)

La mine comporte 320 chantiers en activité, autant de sources intermittentes déversant en cascade dans les tubbings leurs 50 tonnes de production moyenne journalière de charbon brut. Les chantiers sont dispersés et situés à une distance variant de quelques centaines de mètres à 3 km du puits Freymin, certains dans les hauts sommets des étages supérieurs, d'autres aux niveaux principaux 500 m plus bas.

Au niveau de base d'extraction, tels les affluents d'un grand fleuve, les convoyeurs de quartier collecteurs de tubing et les descenseurs hélices, cascades disciplinées des liaisons inter-étages, alimentent les convoyeurs centraux transportant vers les silos des skips les 15.000 tonnes de charbon brut de la production journalière.

*L'extrême dispersion de la production* par petites équipes et la *concentration par des moyens puissants du déblocage général* sont deux données contraires et a priori incompatibles; un *découpage judicieux du gisement* a su les harmoniser et les transformer en facteurs importants des succès enregistrés par le siège.

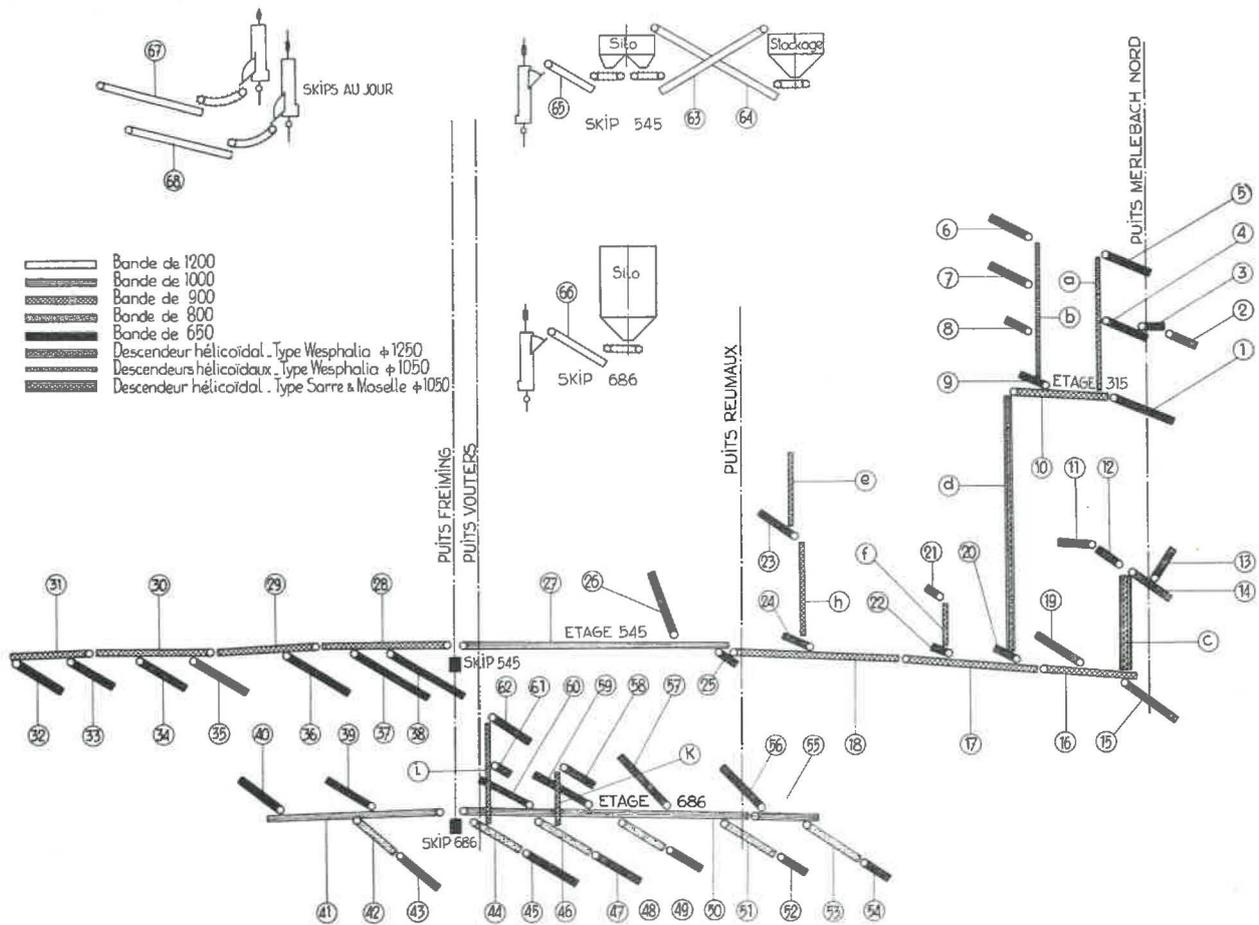


Fig. 4. — Déblocage général.

TABLEAUX ET LEGENDES RELATIFS A LA FIGURE 4.

Longueurs des convoyeurs à courroies en service.

Repère	Emplacement	Longueur en m	Repère	Emplacement	Longueur en m	Repère	Emplacement	Longueur en m
1	11 - N.E. - 515	290	24	4 - N.W. - 545	70	46	1 - N.E. - 686 - I	256
2	11 - N.E. - 249 - III	115	25	Bande relais - 4 - N.E. - 545	55	47	1 - N.E. - 686 - II	220
3	11 - N.E. - 249 - II	65	26	3 - N.W. - 545	280	48	2 - N.E. - 686 - I	200
4	11 - N.E. - 249 - I	240	27	Grde bande nord - 545	1280	49	2 - N.E. - 686 - II	150
5	11 - N.E. - 193	212	28	Princ. - Sud - 545 - I	540	50	Princ. - Nord - 686 - I	1280
6	10 - N.W. - 193	195	29	Princ. - Sud - 545 - II	550	51	3 - N.E. - 686 - I	255
7	10 - N.W. - 234	205	30	Princ. - Sud - 545 - III	595	52	3 - N.E. - 686 - II	115
8	10 - N.W. - 275	80	31	Princ. - Sud - 545 - IV	460	53	4 - N.E. - 686 - I	270
9	10 - N.W. - 515	125	32	7 - S.E. - 545	220	54	4 - N.E. - 686 - II	115
10	Princ. - Nord - 515	400	33	6 - S.E. - 545	219	55	Princ. - Nord - 686 - II	250
11	8 - N.W. - 451 - II	150	34	5 - S.E. - 545	215	56	4 - N.W. - 686	280
12	8 - N.W. - 451 - I	140	35	4 - S.E. - 545	230	57	3 - N.W. - 686	340
13	9 - N.E. - 451 - II	160	36	5 - S.E. - 545	505	58	1 - N.E. - 639	150
14	9 - N.E. - 451 - I	225	37	2 - S.E. - 545	555	59	2 - N.W. - 686	350
15	9 - N.E. - 545	270	38	1 - S.E. - 545	550	60	1 - N.W. - 686	510
16	Princ. - Nord - 545 - III	380	39	1 - S.W. - 686	280	61	Div. du Puits - 639	70
17	Princ. - Nord - 545 - II	480	40	2 - S.W. - 686	280	62	Div. du Puits - 592	195
18	Princ. - Nord - 545 - I	620	41	Princ. - Sud - 686	675	63	Mise au stock - 545	55
19	8 - N.W. - 545	220	42	1 - S.E. - 686 - I	235	64	Reprise au stock - 545	60
20	7 - N.W. - 545	110	43	1 - S.E. - 686 - II	210	65	Bande du skip - 545	50
21	6 - N.W. - 499	70	44	Div. du Puits - 686 - I	250	66	Bande du skip - 686	75
22	6 - N.W. - 545	80	45	Div. du Puits - 686 - II	250	67	Reprise skip - 545	167
23	4 - N.W. - 455	200				68	Reprise skip - 686	167

## Longueurs des descenseurs en service.

Repère	Emplacement	Longueur en m
a	11 - N.E. - 193/315	122
b	10 - N.W. - 193/315	122
c	9 - N.E. - 451/545	94
d	Grand Bure 315/545	230
e	4 - N.W. - 384/453	69
f	6 - N.W. - 499/545	46
g	4 - N.W. - 453/545	92
i	Div. du Puits - 592/686	94
k	1 - N.E. - 639/686	47

### LEGENDES RECAPITULATIVES

#### I. — Personnel d'entretien et de marche du déblocage.

Nombre	Total	Désignation
	52	Entretien mécanique, graissage des convoyeurs, vulcanisation et réparation des bandes, entretien des descenseurs hélicoïdaux.
90	16	Soutirage à la base des descenseurs hélicoïdaux.
	22	Nettoyage permanent des installations.
Pour mémoire	15	Electriciens : surveillance et entretien des installations électriques du fond : convoyeurs, machines diverses, réseau des câbles, sous-stations.

#### II. — Matériel de déblocage.

Bande de « 1200 »	6 convoyeurs	— longueur totale :	574 m
Bande de « 1000 »	5 convoyeurs	— longueur totale :	5.540 m
Bande de « 900 »	9 convoyeurs	— longueur totale :	4.115 m
Bande de « 800 »	6 convoyeurs	— longueur totale :	1.466 m
Bande de « 650 »	42 convoyeurs	— longueur totale :	8.581 m

Total général 18.276 m

1 descenseur hélicoïdal	— type Westfalia	∅ 1250	— longueur totale	230 m
7 descenseurs hélicoïdaux	— type Westfalia	∅ 1050	— longueur totale	592 m
1 descenseur hélicoïdal	— type Sarre et Moselle	∅ 1050	— longueur totale	94 m

Total général 916 m

#### Les installations.

— *En chantier*, le transport du front au tubbing est assuré par *couloirs oscillants suspendus*, mus par un ou deux moteurs à air comprimé suivant la longueur de la ligne qui est de 200 m maximum. A front, le chargement automatique est réalisé par un pelleteur spécial coulissant.

— *Le tubbing* est le trait d'union vertical entre le niveau de chantier et le niveau de déblocage. Certains tubbings atteignent 70 m de relevée.

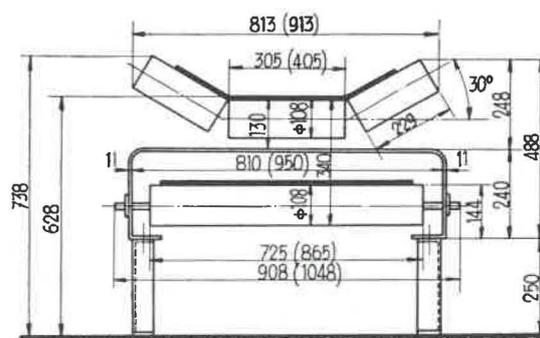
Les *convoyeurs de division* collectent les charbons de 8 à 12 tubbings (16 à 24 chantiers) et assurent l'évacuation de 600 à 1.000 tonnes nettes produites par le quartier (fig. 5).

En auget, normalement installés en 650 mm de largeur, entraînés à 1, 1,50 ou 2 m/sec par des moteurs électriques à cage d'écurieuil de 20 à 30 CV - 500 V, 1500 tours, ces convoyeurs ont une longueur moyenne de 250 m et une longueur maximum de 350 m.

Lorsque la traversée du gisement l'exige, deux convoyeurs atteignant parfois 500 m sont installés en série. Pour les quartiers à grosse production, le convoyeur aval a sa largeur portée à 800 mm.

L'infrastructure, en tôle emboutie, supporte la bande par l'intermédiaire de stations à trois rouleaux ∅ 108, les deux rouleaux latéraux étant en porte-à-faux sur leur support. L'écartement des

stations supérieures est de 1,33 m. Les rouleaux inférieurs ∅ 108 sont espacés de 4 m.



Les cotes entre parenthèses se rapportent à la construction de la bande de 800 mm.

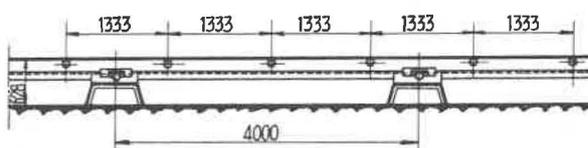


Fig. 5. — Convoyeur de 600 et 800, type S et M — Dimensions de la structure.

La bande la plus couramment utilisée a cinq plis croisés, tissu coton normal, à taux de travail 4,5 kg/cm par pli, revêtement de 20/10 sur chaque face, gommage ordinaire. L'épaisseur de la bande est de 10 mm.

Depuis quelques années, des bandes à tissu genêt sont apparues sur le marché. Elles sont à 3 plis de tissu genêt fort, revêtement de 20/10 sur chaque face, gommage ordinaire. Moins souples que les bandes à tissu coton, elles présentent cependant d'indéniables qualités d'imputrescibilité et de résistance. Leur emploi est à conseiller dans les installations humides.

On vulcanise les jonctions en première installation. Les réparations se font également par vulcanisation chaque fois que cela est possible. Les jonctions provisoires sont effectuées par agrafage Nilos.

Dans l'ensemble, la tenue des bandes de quartiers est satisfaisante. Il n'est pas impossible que l'adoption de bandes à plis moins nombreux (3 plis - tissu F ou super fort) et gommage supérieur, ne soit finalement plus rentable. Des essais seront effectués prochainement dans ce sens.

Les têtes motrices à simple tambour moteur  $\varnothing$  580 et tambour de contrainte  $\varnothing$  350 sont équipées de stations de tension permettant des démarrages en charge, exempts de glissement.

Les réducteurs amovibles 1/22 — 1/29 — 1/42 peuvent être installés pour attaque à droite ou à gauche.

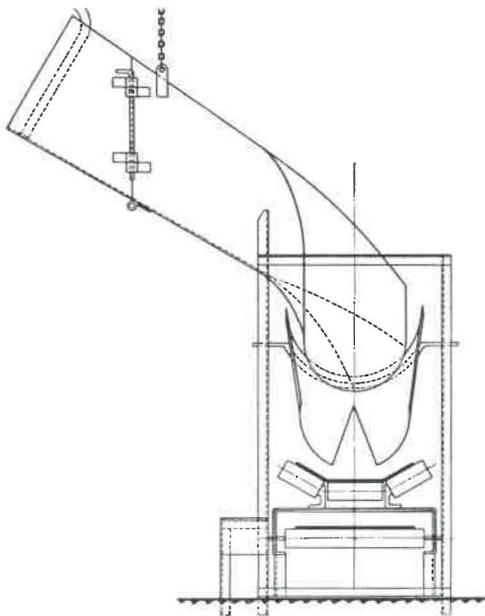


Fig. 6. — Goulotte de déversement sur bande de division.

Les goulottes oscillantes à la base du tubing (fig. 6), dites à « queue d'hirondelle », ont été particulièrement étudiées afin de réaliser au déversement un centrage correct de l'écoulement et la formation d'un tapis de fines protégeant la bande. Elles permettent en outre le passage, sans risques de coincement, des blocs de charbon dé-

versés par les tubings situés en amont sur le convoyeur.

Un dispositif spécial « la pédale » (fig. 7), installé au tambour de déversement, provoque automatiquement l'arrêt en cas d'engorgement de la goulotte réceptrice et supprime pratiquement tout risque d'incendie et de détérioration de bande.

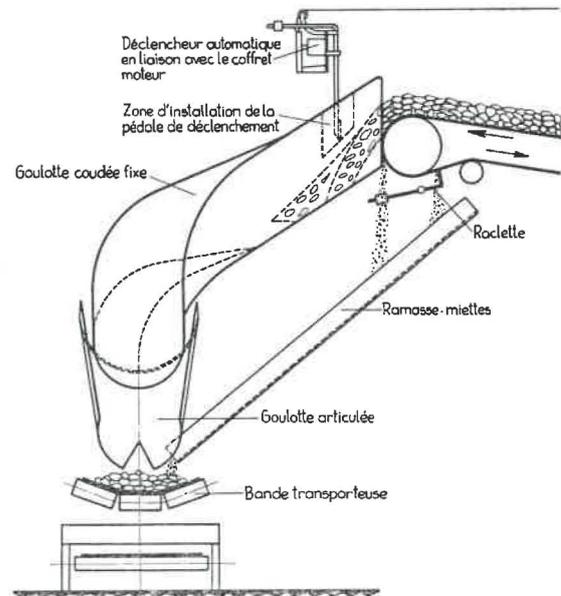


Fig. 7. — Chargement d'une bande de division sur une bande principale.

Un petit câble courant le long du convoyeur permet, en cas de danger, l'arrêt immédiat de l'installation par déclenchement à distance de la pédale du déversement.

— *Les convoyeurs principaux* sont les collecteurs des quartiers, ils assurent le transport vers le puits. Installés dans les galeries principales creusées dans le conglomérat, ils atteignent les longueurs maxima compatibles avec le tracé de galeries et avec le mode d'entraînement et la puissance de la tête motrice.

Ils sont de trois types :

— *Les convoyeurs de 900 (36")* (fig. 8), type Link-Belt, tête motrice de 80 CV, à simple tambour  $\varnothing$  914, entraînée par moteur à cages, 500 V, 750 tours/min., attaquée par chaîne Duplex et réducteur 1/4,33 séparés, pignons de chaîne de 15 - 17 ou 19 dents, roue de tambour 74 dents. Leur longueur moyenne est de 550 m. La vitesse d'entraînement est habituellement de 1,58 m/sec, mais peut être portée à 1,80 ou 2 m/sec, par changement de pignon de chaîne.

La bande d'origine américaine a cinq plis croisés avec plis recourbés sur les bords pour en assurer la protection. Le gommage de 50/10 sur la face porteuse est de 20/10 sur la face inférieure. L'épaisseur de la bande est de 16 mm.

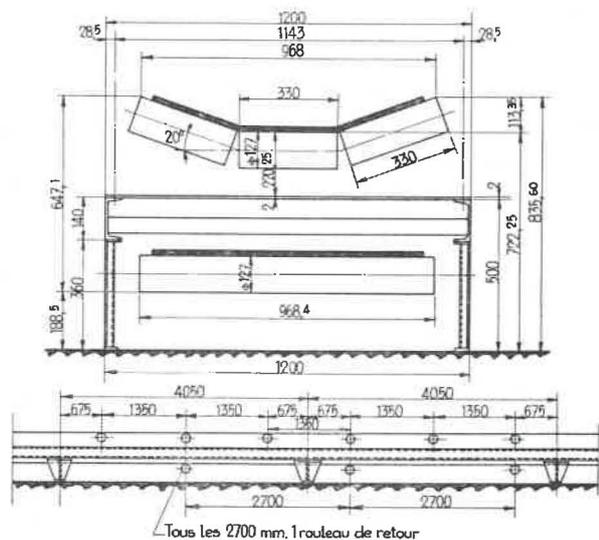


Fig. 8. — Convoyeur Link-Belt de 900, type S et M — Dimensions de la structure.

Ces bandes se sont révélées d'excellente fabrication et assurent, pour certaines, un transport intensif sans défaillance depuis 1948.

— Les convoyeurs de 1 m (fig. 9). Fort du succès enregistré avec les convoyeurs Link-Belt, le siège étudia et réalisa les convoyeurs de 1 m qui furent les premiers du genre dans les mines françaises.

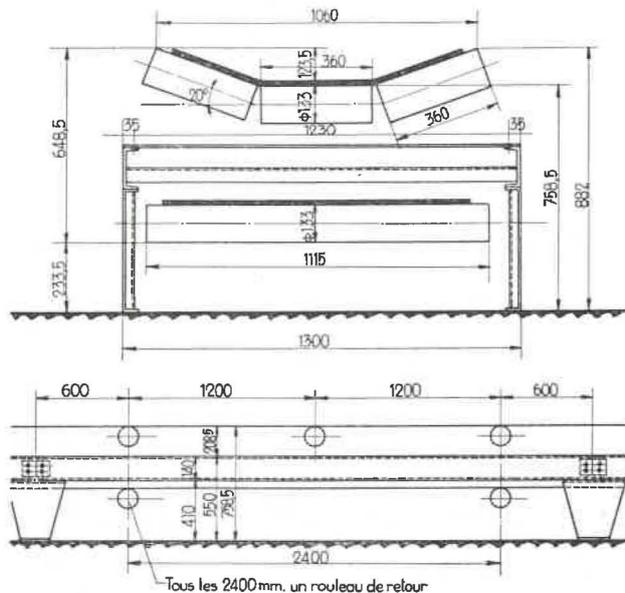


Fig. 9. — Convoyeur de 1 m — Dimensions de la structure.

Entraînés à 2 m/sec par des moteurs 5000 V, 1500 t à double cage, de 200 à 230 CV, tête motrice à deux tambours moteurs et réducteur incorporé, ils atteignent 1.300 m de longueur, assurent un débit moyen de 500 tonnes/heure et supportent sans difficulté des pointes de 1.200 t/heure.

La bande à huit plis « multicord » 50. — Ses caractéristiques sont les suivantes :

tissu en coton égyptien longues fibres;  
6 plis cord au centre;  
2 plis croisés (1 de part et d'autre des plis cord).

Revêtement : 60/10 côté porteur avec insertion d'un Breaker constitué par un pli cord transversal;

20/10 sur la face inférieure;

pois au mètre : 23 kg;

épaisseur totale : 20 mm;

charge de rupture minimum : 70 t.

Cette bande extrêmement souple, surtout transversalement, présente cependant de remarquables qualités du point de vue allongements permanents et élastiques.

La première bande, mise en service fin 1949, sur un convoyeur de 1.280 m d'une seule jetée, n'a manifesté à ce jour qu'un allongement permanent insignifiant (quelques mètres). Les allongements élastiques maxima observés au démarrage en charge (moteur à cage, attaque directe sans coupleur) atteignent 2 % et sont absorbés par une station de tension à contrepoids située près de la tête motrice.

Le revêtement s'est avéré d'excellente qualité et, compte tenu du soin apporté aux points de chargement (fig. 8), le siège espère atteindre une performance de 20.000.000 de tonnes avant ré- forme.

L'installation soignée de ces convoyeurs de 1 m a permis des études très poussées, tant au point de vue théorique que pratique, du comportement des bandes et des stations de rouleaux. Ils constituent encore à l'heure actuelle un magnifique banc d'essai contribuant largement à l'amélioration du matériel. Pour répondre aux exigences toujours croissantes de la production, une réalisation prochaine portera la vitesse de 2 à 2,5 m/sec et augmentera le débit de 25 %. La puissance du moteur sera alors de 280 CV.

Ajoutons que les jonctions des convoyeurs principaux sont systématiquement vulcanisées et que les blessures accidentelles sont également vulcanisées dans les plus brefs délais.

— Les convoyeurs de 1,20 m sont de courte longueur et équipent les recettes fond et jour des skips du Puits Freyming. Ce sont tous des convoyeurs remontants.

Ceux des recettes fond ont une longueur de 50 à 75 m, une pente atteignant 15° en moyenne et une puissance de 60 CV.

L'attaque se fait par moteur à cage de 750 t/min et réducteur 1/26 sans coupleur, la vitesse est de 1,75 m/sec.

Les convoyeurs de la recette du jour ont 167 m de longueur, une pente de 7°, une vitesse de 1,75 m/sec et une puissance de 120 CV. Ils sont attaqués par moteurs de 200 volts, à bagues à relevage de balais et résistances rotoriques, réducteur 1/26.

Au jour comme au fond, les bandes utilisées sont des multicord 50 dont les caractéristiques sont les suivantes :

Tissu en coton égyptien longues fibres;

4 plis cord longitudinaux;

2 plis croisés (1 de part et d'autre des plis cord centraux).

Revêtement : 60/10 côté porteur avec insertion d'un pli cord transversal jouant le rôle de Breaker;  
20/10 de l'autre côté.

épaisseur totale : 17 mm;  
poids au mètre : 19 kg.

La tenue de ces bandes s'est révélée aussi bonne que celle des convoyeurs de 1 m. Le nombre de plis (6 au lieu de 8) est suffisant pour les efforts à transmettre. Pour eux également, il y a peu d'allongement permanent et des allongements élastiques en marche de l'ordre de 1 %.

La première bande installée en octobre 1949 assure le service complet du skip 545; elle a transporté à ce jour plus de 13 millions de tonnes sans fatigue appréciable.

#### Remarque sur l'attaque des convoyeurs.

A l'exception des deux convoyeurs de la recette jour tunnel, tous les convoyeurs du siège sont attaqués par moteurs en court circuit, *sans coupleur*. L'expérience a en effet montré que, pour ces convoyeurs horizontaux très longs, l'élasticité propre de la bande suffit pour limiter les courants de démarrage à des durées et des valeurs raisonnables (à ne pas confondre avec les courants d'appel, indépendants du couple résistant et ne dépendant que des caractéristiques internes des bobinages). Par ailleurs, les maxima d'allongements constatés au démarrage sur la bande (2 %) se situent en deçà des valeurs limites de garantie du fabricant.

Les coupleurs hydrauliques à écope essayés furent finalement supprimés. Ils présentent un danger d'inflammation de l'huile et un glissement fonctionnel à pleine charge, très gênant pour les enclenchements centrifuges utilisés dans les asservissements de convoyeurs latéraux.

Les coupleurs ne sont pas non plus utilisés pour les bandes de 1,20 m de la recette jour des skips. Le choix des moteurs à bagues et résistance rotoriques a été surtout imposé pour la limitation des courants d'appel et de démarrage des moteurs ne pouvant être alimentés qu'en 220 volts.

A cette dernière exception près, le démarrage d'un convoyeur se traduit donc simplement par l'enclenchement d'un contacteur tripolaire 500 ou 5.000 V, calibré suivant la puissance du moteur.

Les moteurs 20 - 30 - 60 - 80 CV sont alimentés en 500 volts, ceux de 230 en 5.000 V par l'intermédiaire de contacteur à coupure sèche.

En contrepartie de cette simplification électrique, l'absorption des allongements de la bande au démarrage (20 à 25 m pour les convoyeurs de 1.200) a imposé l'installation de stations de tension largement conditionnées au voisinage des têtes motrices. De toute façon, même avec des démarrages progressifs, il eut été raisonnable d'en prévoir pour assurer des mises en route sans glissement.

Les descenseurs hélicoïdaux assurent les transports d'étage à étage sur des relevées importantes et dont la plus grande atteint 230 m.

Les descenseurs furent également l'objet d'études approfondies, ceux existants sur le marché étant mal adaptés aux charbons collants du siège et à la marche continue du déblocage. Le nouveau type, mis au point et installé, est pratiquement « inaccrochable ». Il joue le rôle de silo intermédiaire de stockage et sera équipé prochainement d'un extracteur de soutirage asservi au convoyeur qu'il alimente. Un contrôle permanent du niveau de charbon dans le descenseur commandera la marche des bandes amont.

#### L'automatisme du déblocage.

Chaque bande est commandée par un centrifuge (fig. 10) entraîné par la bande aval sur laquelle elle déverse. Ce centrifuge situé au voisinage *immédiat* du déversement du convoyeur qu'il contrôle, photographie donc la marche *réelle* du convoyeur aval et décèle, outre l'arrêt de celui-ci, tout glissement ou défectuosité risquant de provoquer des engorgements graves de charbon.

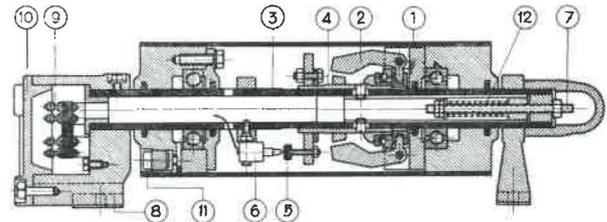


Fig. 10. — Coupe de l'interrupteur centrifuge à rouleau Merlin-Gérin.

- (1) Cylindre d'acier entraîné par la bande du convoyeur
- (2) Masselottes de plomb
- (3) Axe du rouleau centrifuge
- (4) Tube coulissant sur l'axe du rouleau lorsque les masselottes s'écartent
- (5) Poussoirs des télescopes des microrupteurs
- (6) Microrupteurs
- (7) Vis de réglage permettant d'obtenir l'ouverture des contacts pour une vitesse déterminée du rouleau
- (8) Boîte de raccordement
- (9) Bornes de raccordement
- (10) Plaque d'obturation de la boîte de raccordement
- (11) Ecou masquant l'ouverture du graisseur
- (12) Ressort de réglage.

Lors du démarrage, un relais chronométrique réglable, adjoint au centrifuge, tempore la mise en marche du convoyeur asservi; cela permet, d'une part, d'attendre que le convoyeur aval ait atteint sa vitesse stable, d'autre part, par réglages variés, de réduire la valeur énorme du courant d'appel qui pourrait résulter d'un démarrage simultané de l'ensemble des convoyeurs du fond.

Les transports horizontaux ne nécessitent donc aucun personnel à la commande des installations et aux déversements. Des signalisations lumineuses renseignent les quartiers sur la cause des arrêts du convoyeur les desservant : déclenchement pédale, arrêt de la bande aval. De nombreux pas sont ainsi évités et les temps d'arrêt réduits au minimum. L'ensemble du réseau convoyeurs est donc finalement asservi à la marche du skip par

l'intermédiaire du contrôle du niveau charbon au silo principal de déversement.

Jusqu'à présent, l'existence des descenseurs hélicoïdaux mal adaptés, a rendu impossible l'extension de l'automatisme à l'ensemble du déblocage. Un homme à la goulotte de soutirage doit contrôler l'écoulement normal du charbon et commande la marche du réseau de convoyeurs situé en tête.

On pense pouvoir très prochainement combler cette lacune par la généralisation des descenseurs nouveau modèle.

**Contrôle de la production.**

Des bascules à pesage continu additionneuses ou à intégration sont installées sur les convoyeurs

principaux. Elles contrôlent l'extraction du siège. Leurs indications sont transmises à distance aux postes centraux de commande des skips. Elles interviennent également dans les circuits de marche des skips par contrôle des débits affluant au silo après arrêt de l'extraction par manque de charbon. Des bascules semblables, installées sur les convoyeurs auxiliaires, assurent un contrôle permanent de la production quartier.

**Marche actuelle du déblocage.**

En novembre 1954, la production de charbon brut des 24 jours ouvrés s'est répartie suivant le tableau I.

TABLEAU I.

ETAGE	Bande principale	Total Tonnage transporté (t)	Moyenne journalière 24 j. ouvrés	Répartition %
545	Nord	112 334	4 680	27,5
	Sud	70 032	2 920	17,1
	Total	182 366	7 600	44,6
686	Nord	198 166	8 260	48,9
	Sud	28 146	1 170	6,9
	Total	226 250	9 430	55,8
Ensemble siège .....		406 616	17 030	100,0

Il s'agit là de la production record du siège.

Le tableau II donne la répartition moyenne de janvier à décembre 1954.

TABLEAU II.

ETAGE	Bande principale	Tonnage transporté janv.-déc. 54 inclus tonnes brutes	Moyenne journalière 294 j. ouvrés tonnes brutes	Répartition %
545	Nord	1 222 670	4 159	27,2
	Sud	796 890	2 710	17,8
	Total	2 019 560	6 869	45,0
686	Nord	2 156 885	7 336	48,4
	Sud	298 001	1 014	6,6
	Total	2 454 886	8 350	55,0
Ensemble siège .....		4 474 446	15 219	100,0

1) Le convoyeur nord 686 assure à lui seul le déblocage de près de la moitié de la production du siège.

Le 19 novembre 1954, journée de production record, il a transporté 8.590 tonnes en 16 heures de marche *ininterrompue*, soit au débit moyen de 550 t/h et à des débits horaires s'échelonnant de 115 tonnes entre 6 et 7 h, à 790 t entre 12 et 13 h.

2) Exception faite de 80 à 100 chantiers exploités en méthode magasin, les méthodes d'abatage pratiquées impliquent l'évacuation presque immédiate du charbon abattu au risque d'arrêt du travail normal au chantier.

Il est donc indispensable d'assurer une marche *continue* des convoyeurs. Une organisation rationnelle du soutirage du charbon aux tubings de quartier, seuls volants régulateurs de la production, a permis d'obtenir ce magnifique résultat d'un déblocage à débit pratiquement constant et très voisin de la capacité d'extraction maximum des puits.

TABLEAU III.

Personnel fond assurant la marche et l'entretien du déblocage (en postes journaliers) :

90	52	— entretien mécanique, graissage des convoyeurs
	16	— vulcanisation et réparation des bandes
	22	— entretien des descenseurs hélice
	16	— au soutirage de base des descenseurs
	22	— au nettoyage permanent des installations

TABLEAU IV.

Répartition et longueur des convoyeurs installés :

		Nombre	longueur installée en m
convoyeurs	1,20 m	6	574
	1,00 m	5	3 540
	900 mm	9	4 115
	800 mm	6	1 460
	650 mm	42	8 581
Ensemble .....		68	18 276

TABLEAU V.

Tonnage transporté à la date du 31 décembre 1954 par les bandes *d'origine* des convoyeurs principaux.

Lieu	Bande	Tonnage sorti au 31-12-1954 (tonnes brutes)
Etage 545	Nord	7 751 585
	Sud	4 548 482
Tunnel Recette Jour	évacuation skip 545	12 300 067
Etage 686	Nord	6 017 364
	Sud	476 626
Tunnel Recette Jour	évacuation skip 686	6 493 990

#### IV. — INSTALLATION, ENTRETIEN ET UTILISATION DES CONVOYEURS A COURROIES

Les conditions d'installation sont les facteurs déterminants de la tenue et du prix de revient d'exploitation des convoyeurs.

Au point de vue sécurité, rendement et meilleure utilisation du matériel, il est indispensable de procéder à un entretien préventif et systématique.

En ce qui concerne la consommation d'énergie et le dimensionnement des installations, il y a grand intérêt à utiliser les convoyeurs au maximum de leurs capacités et de les adapter à la production désirée.

La marche d'un réseau de convoyeurs à bande, bien entretenu, bien installé et bien adapté, est surprenante par sa régularité, sa puissance et finalement son bas prix de revient.

##### Installation des convoyeurs.

Le *Centrage de la bande* doit être aussi parfait que possible, sinon il y a débordement des produits et frottements de la bande sur les supports de rouleaux inférieurs, sur les charpentes ou le soutènement voisins, sur les produits accumulés sous le brin inférieur ou sur les tôles de l'infrastructure, et risques de blessures graves et d'incendie du caoutchouc.

Pour obvier à ces inconvénients, il convient de veiller méticuleusement aux points suivants :

— Alignement rigoureux de l'infrastructure. Les rouleaux de guidage, même du meilleur type (et ils sont rares !) sont à proscrire ou tout au moins à n'installer qu'en désespoir de cause. Les rouleaux latéraux de butée à *axe vertical* sont évidemment les plus dangereux et ne servent à rien sinon à blesser et effectuer un massage

destructif des bords de la bande. Les rouleaux de centrage, constitués par une station complète montée sur pivot, sont seuls à retenir. Ils provoquent un freinage différentiel des bords opposés de la bande et sont cause malgré tout d'usure des rouleaux et de la gomme.

Le brin supérieur d'une bande en auget doit pouvoir être facilement centré sans rouleaux de guidage, et le flottement du brin plat de retour « domestiqué » avec *quelques* rouleaux directeurs seulement.

En ce qui concerne le brin supérieur, notre expérience de Merlebach sur les grands convoyeurs (1 300 m) montre qu'il est possible, avec un peu de soin, de maintenir la bande parfaitement centrée (d'autant plus facilement que le convoyeur est long, semble-t-il) sur des stations en auget à rouleaux latéraux inclinés à 20° seulement et à pincement de 6° vers l'avant dans le sens du mouvement. Mais il est nécessaire de disposer d'une bande de caractéristiques bien homogènes et très souple transversalement pour qu'elle épouse facilement la forme en auget. Il faut effectuer les jonctions de façon qu'elles transmettent uniformément les efforts et veiller à l'alignement rigoureux des tronçons qu'elles raccordent.

Pour le brin inférieur des grands convoyeurs, nous disposons d'un rouleau de centrage à axe pivotant incliné donnant de bons résultats; nous en disposons un tous les 150 m environ.

Le choix de rouleaux latéraux à 30° d'inclinaison pour les convoyeurs de quartier (650 - 800) est justifié pour faciliter le centrage de la bande sur une infrastructure soumise aux mouvements de terrains provoqués par l'exploitation. Dans ce dernier cas également, nous sommes parfois obligés d'installer des rouleaux directeurs immédiatement en amont des goulottes de tubing afin de stabiliser la bande au déchargement de la goulotte. Mais tout cela, rappelons-le, est au détriment de la tenue de l'installation et mieux vaut procéder systématiquement à un réaligement du convoyeur.

#### Les stations de transfert et de déversement.

On peut affirmer que la plupart des bandes sont « massacrées » par des stations de transfert et de déversement mal installées.

Dans les deux cas, il importe que la bande soit libre ainsi que le flot du produit transporté.

— *Station de transfert.* — Le produit doit arriver en faisant un angle aussi aigu que possible avec la bande sur laquelle il se déverse et la composante de sa vitesse suivant cette bande doit être égale à celle d'entraînement du convoyeur. D'où la nécessité, si l'on veut éviter le poinçonnement du gommage et le rebondissement de produits, de bien étudier les goulottes au point de vue forme et pente en fonction du coefficient de frottement du produit transporté.

Un bloc tombant de la goulotte doit se poser sur la bande sans rebondir ni tourner. Il ne doit pas non plus la cisailer avec ses bords coupants,

d'où la nécessité de ne pas avoir le point d'impact à l'aplomb d'une station de rouleaux, mais au contraire *entre* deux stations et sur la partie de la chaînette de bande descendante dans le sens du mouvement.

Des rouleaux amortisseurs en caoutchouc peuvent être utilisés dans le cas où le flot incident est d'importance telle qu'il impose le rapprochement des stations (déversement d'un extracteur par exemple).

La formation d'un tapis de fines directement en amont du point d'impact du produit (goulotte queue d'hirondelle de Merlebach), est la meilleure protection du gommage et atténue le rebondissement des blocs. A ce sujet il faut constater qu'une station de transfert à fort débit et où, en valeur absolue, les fines sont en quantité importante, est moins destructive qu'une à faible débit où le tapis de fines peut n'être qu'insuffisamment nourri.

Il faut proscrire les « bavettes » latérales de centrage qui provoquent toujours un meulage de la bande, même si elles sont souples et en caoutchouc. Elles peuvent cependant être tolérées au point de chargement *le plus en amont* sur le convoyeur et où les risques de coincement de produit venant de derrière ne sont plus à craindre. Dans ce cas, elles facilitent en effet le chargement du produit sur la bande vide à cet endroit et où le rebondissement est parfois délicat à supprimer.

Il faut, au contraire, assurer le libre passage sous la goulotte des produits venant de l'arrière, d'où l'adoption à Merlebach de la goulotte à clapet basculant s'effaçant automatiquement au passage des blocs venant de l'amont et adaptant le débit qu'elle déverse à la place disponible sur le convoyeur.

Ce même clapet basculant porte une échancrure en V, sorte de crible progressif laissant passer d'abord les fines vers l'arrière et les blocs de plus en plus gros vers l'avant. Ce système remarquablement efficace est à recommander par sa simplicité.

#### Station de déversement.

Là encore la bande doit être libre et, en particulier, le raclage du tambour de déversement *ne doit pas être effectué* par le bord de la goulotte. Cette dernière disposition est une cause d'usure permanente par les fines et de déchirure accidentelle par coincement de blocs. La solution adoptée à Merlebach (fig. 8) est celle du bord de goulotte à 5 cm de tambour mesurés suivant rayon et *en-dessous* de la génératrice de contact du plan vertical tangent. Le raclage de la face porteuse est effectué sur le brin inférieur et en *arrière* du tambour de déversement. Les fines produites sont ramenées sur le convoyeur aval par un « ramasse-miettes » tôle inclinée revêtue d'une mince feuille d'acier inoxydable pour faciliter le glissement.

La *pédale* (fig. 8) est l'instrument qui a donné au siège de Merlebach la possibilité de laisser sans surveillance les points de déchargement des convoyeurs, et ce, en toute sécurité. Toute obstruction accidentelle de la goulotte conduit en effet

à la montée du charbon dans celle-ci et au déclenchement d'un bouton poussoir d'arrêt par poussée sur la palette de l'appareil. La place de celui-ci doit être évidemment judicieusement déterminée et contrôlée par expérience. Lorsque le déclenchement se produit, provoquant l'arrêt du convoyeur, une signalisation lumineuse prévient le quartier intéressé et un homme vient remédier à l'état de fait avant de réenclencher la pédale.

La pédale et le centrifuge d'asservissement dont nous avons déjà parlé sont les instruments *indispensables* à l'obtention d'une marche automatique et sûre, aussi convient-il d'apporter un soin extrême à leur installation et à leur entretien.

#### Entretien préventif et systématique des convoyeurs.

Pour obtenir des convoyeurs ce que l'on peut en espérer, il est indispensable de maintenir constamment l'installation en parfait état de marche.

L'entretien systématique et préventif nous semble à ce point de vue le seul moyen efficace. A Merlebach quelques spécialistes, accessoirement graisseurs de rouleaux, dispersés dans toute la mine observent les installations *pendant la marche*. Ils décèlent et signalent aux équipes d'entretien travaillant pendant l'arrêt les points défectueux à remettre en ordre. Bien entendu en cas d'urgence, *mais ils sont rares*, ils peuvent faire procéder tout de suite à la réparation qui s'impose.

Il ne faut pas négliger le rouleau qui ne tourne plus ou dont le roulement grince, non plus le couvre-joint arraché à la jonction vulcanisée ou la blessure superficielle de la bande : à la longue, ces petites déficiences coûtent cher en énergie, en matériel et en main-d'œuvre. Il ne faut pas négliger non plus les risques beaucoup plus graves qu'elles peuvent provoquer : incendie ou plus simplement rupture de bande, joints aux pertes graves de production inhérentes aux arrêts fortuits d'installations de telle puissance.

Il faut maintenir toujours en parfait état de propreté les infrastructures et surtout les rouleaux et le brin inférieurs. Il faut aussi protéger l'installation contre les écoulements d'eau : comme sur les vieilles pierres, la goutte éternelle finit par laisser son empreinte.

Merlebach réalise une marche continue de l'ensemble des convoyeurs 16 h par jour, à l'occasion 20 h, et ce, pendant 300 jours par an. Nous sommes persuadés que cela n'est possible que par le contrôle systématique et la diligence apportée à l'exécution des petites réparations.

Les négligences sont toujours graves en ce qui concerne les convoyeurs, et au fond de la mine plus qu'ailleurs.

#### Utilisation des convoyeurs.

De nombreuses études ont été faites fixant le choix du moyen de transport en fonction des distances et du tonnage. D'autres considérations peuvent intervenir, tel le cas de Merlebach où le gabarit des galeries et la dispersion des chantiers et des quartiers imposaient a priori le convoyeur par son action de collecteur continu, bien que les

avantages à en attendre, compte tenu des conditions de distance et de tonnage, soient moins certains. Les résultats d'exploitation ont a posteriori remarquablement confirmé ce choix.

Il n'est pas inutile de rappeler qu'un convoyeur doit toujours être utilisé à sa *capacité maximum de marche sûre*, d'où la nécessité de calculer ses caractéristiques en fonction de la production désirée.

Il est intéressant de signaler que la puissance à vide de nos convoyeurs horizontaux de 1 300 m est plus de la moitié de celle enregistrée aux débits de pointe, d'où l'intérêt d'une marche voisine de la saturation.

On peut même ajouter que le dimensionnement et la puissance d'un convoyeur, donc l'importance des investissements à prévoir et des charges d'amortissement, sont fonction du soin que l'on est décidé à apporter à l'installation et à l'entretien :

- moins le chargement sera correct, plus la bande devra être large;
- plus les frottements seront importants, plus grande sera la puissance consommée.

A ce point de vue, il ne fait aucun doute par exemple que le convoyeur principal Nord 686 est utilisé bien au delà des normes habituelles fixées par les fabricants. Cela n'est permis que par son installation très soignée et très contrôlée.

#### V. — PRIX DE REVIENT PRIX DE LA TONNE KILOMETRIQUE

Nous ne saurions mieux faire pour terminer cet exposé que d'indiquer les résultats d'exploitation relatifs au déblocage par convoyeurs du Siège de Merlebach.

Notre but sera de définir le prix de revient des convoyeurs à la tonne nette de charbon et celui de la tonne kilométrique utile (TKU) de transport par bande.

Mais auparavant, il est nécessaire de préciser les données servant de base aux calculs ultérieurs.

##### 1° Production charbon :

Production nette année 1954.....	3 557 252 t
Production nette moyenne journalière .....	12 099 t
Production brute moyenne journalière .....	15 350 t
Nombre de jours ouvrés .....	294
Coefficient de pertes au lavage	0,787

##### 2° Consommation d'énergie :

Ensemble du réseau des convoyeurs de quartier (650-800)	0,34 kWh/t n.
Ensemble du réseau de convoyeurs princip. (900 - 1 m - 1,20 m) .....	0,66 kWh/t n.
Ensemble des convoyeurs ...	1 kWh/t nette
Consommation année 1954 - convoyeurs de quartiers ...	1 200 000
Consommation année 1954 - convoyeurs principaux ...	2 360 000
Consommation année 1954 - Ensemble .....	3 560 000 kWh

Puissance cumulée des moteurs de convoyeurs de quartiers ...	1 280 CV
Puissance cumulée des moteurs de convoyeurs principaux .....	1 370 CV
Total .....	2 650 CV

Ensemble des postes main-d'œuvre pour l'année 1954 :

Convoyeurs de quartiers .....	15 582 postes
Convoyeurs principaux .....	13 230 postes
Total...	28 812 postes

3° Main-d'œuvre d'entretien et d'exploitation des convoyeurs :

(Moyenne journalière des postes effectués en 1954).

TABLEAU VI

	Convoyeurs 650-800	Convoyeurs 900 - 1 m 1,20 m	Ensemble
Serruriers de bandes	15	20	35
Vulcanisateurs .....	2	4	6
Equipe réparation de nuit .....	4	4	8
Graisieurs .....	6	équipe nuit	6
Nettoyeurs .....	12	10	22
Electriciens .....	9	4	13
Préparation matériel au jour .....	4	2	6
Réparation rouleaux	1	1	2
	53	45	98

4° Durées techniques d'amortissement du matériel.

Les durées indiquées au tableau VII résultent des consommations enregistrées sur 3 à 5 années d'exploitation. Certaines sont estimées compte tenu des résultats d'utilisation depuis la mise en service (cas des bandes de 1 m et 1,20 m encore actuellement d'origine sur les convoyeurs en service).

Ce tableau conduit à quelques observations :

— Convoyeurs de quartier. — Notre bande actuelle à 5 plis tissu normal, 4,5 kg/cm/pli et gommage ordinaire, a une vie relativement faible compte tenu des installations réalisées. Nous envisageons de la remplacer par une bande à spécifications supérieures et probablement plus rentable : 3 plis super forts, gommage supérieur à 8 kg/cm/pli. Elle aurait 8 mm au lieu de 10 et devrait s'enrouler mieux sur les tambours moteurs Ø 580 de nos têtes motrices. Les rouleaux latéraux en porte-à-faux tiennent bien par rapport aux médians et inférieurs. Cela est dû aux charges plus faibles, mais surtout à la protection très ef-

TABLEAU VII.

A. Convoyeurs de quartiers	Durées	
	d'expérience	adoptée
— Bande . . . . .	3 ans 2 mois	3 ans
— Rouleaux latéraux . . . . .	3 ans 9 mois	} 3 ans
» médians . . . . .	2 ans 8 mois	
» inférieurs . . . . .	1 an 10 mois	
— Infrastructure . . . . .	au moins 7 ans	7 ans
Equipement { Tête motrice - station de tension et de retour - Moteur et coffret - Câbles ...	au moins 10 ans	10 ans
B. Convoyeurs principaux		
— Bande de 900 . . . . .	7 ans	} 8 ans
— Bande de 1000 - 1200. . . . .	au moins 5 ans Ex. bande P.N. 545	
— Rouleaux supérieurs		} (amélioration prévue) sur rouleaux conv. 1 m+1,20
Convoyeur 900 . . . . .	4 ans 3 mois	
» 1000 - 1200 . . . . .	1 an 9 mois	
— Rouleaux inférieurs		
Convoyeur 900 . . . . .	3 ans 7 mois	} 15 ans
» 1000 - 1200 . . . . .	1 an 10 mois	
— Infrastructure . . . . .	au moins 10 ans	15 ans
Equipement { Têtes motrices - stations de tension - Moteurs - Appareillage électrique ...	au moins 10 ans	15 ans

ficace du roulement contre l'humidité et la poussière.

— *Convoyeurs principaux.*

Les rouleaux américains à roulements Timken des convoyeurs de 900 affirment une éclatante supériorité sur ceux utilisés sur les convoyeurs 1000 et 1200. Sans contester leur excellente fabrication, il faut néanmoins souligner que la faible vie enregistrée pour les rouleaux 1 m - 1,20 m est la conséquence d'une très malheureuse expérience et que les nouveaux rouleaux installés sont maintenant bien au point.

Il n'en reste pas moins que, les années précédentes, le remplacement de ces rouleaux aura constitué une charge importante du prix de revient.

*Bande.*

La bande française utilisée sur les convoyeurs 1 m et 1,20 m s'avère d'excellente qualité et supporte largement la comparaison avec la bande américaine des convoyeurs de 900.

5<sup>e</sup> Tonnes kilométriques utiles pendant l'année 1954 (tableau VIII).

TABLEAU VIII

Année 1954	T.K.U. moyenne journal. tonnes charbon brut	T.K.U. ensemble de l'année, tonnes charbon brut	Distance moyenne de transport en m
Convoyeurs de quartiers	2 910	857 500	190
Convoyeurs principaux	19 500	5 740 000	1 270
Ensemble du réseau convoyeurs	22 410	6 597 000	1 460

6<sup>e</sup> Prix des convoyeurs Merlebach (Références prix fin 1954).

Le tableau IX indique pour chacun des types le prix du mètre courant de convoyeur et la part en pourcentage des prix de la bande, des rouleaux et de l'infrastructure.

Il indique également, sous rubrique « équipement », le prix global des tête motrice, station de tension, bras de déversement, station de retour, moteur et coffret. (Matériel antidéflagrant = AD.)

TABLEAU IX

CONVOYEURS	650 mm	800 mm	900 mm	1000 mm	1200 mm
Prix du m courant de convoyeur	18 100 F	21 500 F	44 000 F	51 400 F	56 000 F
dont : bande .....	52 %	59 %	57 %	69 %	63 %
rouleaux .....	24 %	20 %	33 %	19 %	25 %
infrastructure .....	24 %	21 %	10 %	12 %	12 %
Prix de « l'équipement » : en millions .....	1,96 <sup>M</sup>	2 <sup>M</sup>	2,4 <sup>M</sup>	11 <sup>M</sup>	6,5 <sup>M</sup>
Remarques : Bande .....	5 plis	5 plis	5 plis	8 plis	6 plis
Infrastructure .....	tôle emboutie	tôle emboutie	fers profilés	fers profilés	tôle emboutie
Rouleaux .....	latéraux en porte à faux Roulements à billes		Type américain roulement Timken	Roulements à billes	
Equipement électrique .....	coffret AD moteur AD 500 V	coffret AD moteur AD 500 V	coffret AD moteur AD 500 V	coffret AD moteur AD 500 V	coffret ordinaire moteur AD 500 V

7° Volume des investissements correspondants  
du réseau de convoyeurs  
de Merlebach (Prix fin 1954).

TABLEAU X

	<i>En millions</i>		
42 convoyeurs de 650 longueur totalisée 8 581 m		9 équipements à 2,4 M, soit . . . . .	21,6
		4 115 m courants à 44 000 F/m, soit . . .	181
		dont 57 % bande : 103,2	
		33 % rouleaux : 59,7	
		10 % infrastructure : 18,1	
		Total :	202,6
42 équipements à 1,96 M, soit . . . . .	82,3	5 convoyeurs de 1 000 longueur totalisée 3 540 m	
8 591 m à 18 100 F/m, soit . . . . .	155	5 équipements à 11 000 M, soit . . . . .	55
dont 52 % bande : 80,6 M		3 540 m courants à 58 600 F, soit . . .	207,5
24 % roul. : 37,2 M		dont 69 % de bande : 143 M	
24 % infrastructure : 37,2 M		19 % rouleaux : 39,5	
Total :	237,3	12 % infrastructure : 25	
6 convoyeurs de 800 longueur totalisée 1 466 m		Total :	262,5
6 équipements à 2 M, soit . . . . .	12	6 convoyeurs de 1 200 longueur totalisée 574 m	
1 466 m courants 21 500 F/m, soit . . .	31,5	6 équipements à 6,5 M, soit . . . . .	39
dont 59 % bande : 18,6		574 m de convoyeurs à 71 000 F/m, soit	40,7
20 % rouleaux : 6,3		dont 71 % bande : 28,9 M	
21 % infrastructure : 6,6		20 % rouleaux : 8,1 M	
Total :	43,5	9 % infrastructure : 3,7	
9 convoyeurs de 900 longueur totalisée 4 115 m		Total :	79,7

TABLEAU XI.

Répartition des investissements par nature  
du matériel (en millions de francs)

<i>Convoyeur</i>	<i>Equipement</i>	<i>Bande</i>	<i>Rouleaux</i>	<i>Infra- structure</i>	<i>TOTAL</i>
de 650	82,3	80,6	37,2	37,2	237,3
de 800	12	18,6	6,3	6,6	43,5
de 900	21,6	103,2	59,7	18,1	202,6
de 1000	55	143	39,5	25	262,5
de 1200	39	28,9	8,1	3,7	79,7
<b>TOTAL</b>	<b>209,9</b>	<b>374,3</b>	<b>150,8</b>	<b>90,6</b>	<b>825,6</b>

*Répartition des investissements par groupes  
de convoyeurs :*

I. — Convoyeurs de 650 . . . . .	237,3
Convoyeurs de 800 . . . . .	43,5
Total convoyeurs de quartier . . .	280,8 <sup>M</sup>
II. — Convoyeurs de 900 . . . . .	202,6
Convoyeurs de 1000 . . . . .	262,5
Convoyeurs de 1200 . . . . .	79,7
<b>TOTAL convoyeurs principaux . . .</b>	<b>544,8<sup>M</sup></b>
<b>ENSEMBLE du déblocage . . . . .</b>	<b>825,6<sup>M</sup></b>

*8° Sommes dépensées annuellement  
pour l'exploitation et l'entretien*

Dépenses de main-d'œuvre — d'énergie —  
de matériel et d'intérêt des investissements

1) *Main-d'œuvre.* — Nous prendrons 3 000 F  
comme prix moyen du poste toutes charges socia-  
les et frais généraux compris.

Convoyeurs de quartier (voir 3°).  
15 582 postes à 3 000 F, soit . . . . .

Convoyeurs principaux :  
13 230 postes à 3 000 F, soit . . . . .

Ensemble réseau : 86,4 M

TABLEAU XII.

Investissements et dépenses d'entretien du matériel.  
Taux d'intérêt 5 % par type de convoyeurs et nature du matériel.

	Convoyeurs de quartier					Convoyeurs principaux						
	Temps amort.	650		800		Temps amort.	900		1 000		1 200	
		Investissements	Dépenses	Investissements	Dépenses		Investissements	Dépenses	Investissements	Dépenses	Investissements	Dépenses
Bande . . . . .	3 ans	80,6	29,6	18,6	6,8	8 ans	103,2	16	143	22,2	28,9	4,5
Rouleaux . . . . .	3 ans	37,2	13,7	6,3	2,3	3 ans	59,7	21,9	39,5	14,5	8,1	3
Infrastructure . . . . .	7 ans	37,2	6,4	6,6	1,1	15 ans	18,1	1,7	25	2,4	3,7	0,4
Equipement . . . . .	10 ans	82,3	10,7	12	1,6	15 ans	21,6	2,1	55	5,3	39	3,7
TOTAL . . . . .		237,3	60,4	43,5	11,8		202,6	41,7	262,5	44,4	79,7	11,6

TABLEAU XIII.

Investissements et dépenses d'entretien du matériel par groupe de convoyeurs  
et nature du matériel. - Taux d'intérêt 5 %

Sommes en millions de francs	Convoyeurs de quart.		Convoyeurs princip.		Ensemble	
	Investissement	Dépenses	Investissement	Dépenses	Investissement	Dépenses
Bande . . . . .	99,2	36,4	275,1	42,7	374,3	79,1
Rouleaux . . . . .	43,5	16	107,3	39,4	150,8	55,4
Infrastructure . . . . .	43,8	7,5	46,8	4,5	90,6	12
Equipement . . . . .	94,3	12,3	115,6	11,1	209,9	23,4
TOTAL . . . . .	280,8	72,2	544,8	97,7	825,6	169,9

2) *Energie.* — Le prix d'ordre du kWh est pris égal à 5,5 F (production et distribution).

*Energie pour convoyeurs de quartiers :*  
5,5 F × 1 200 000, soit par an . . . . . 6,6 M

*Energie pour convoyeurs principaux :*  
5,5 F × 2 360 000, soit par an . . . . . 13 M

5,5 F × 3 560 000, ensemble . . . . . 19,6 M

9° *Dépenses annuelles relatives au matériel.*

Elles seront prises égales aux dépenses d'amortissement du matériel sur sa durée de vie réelle et au taux d'intérêt de 5 %.

(Dans le cas où l'on ne fait pas appel à l'emprunt, les dépenses relatives aux achats de pièces de rechange sont à majorer des immobilisations ou pertes d'intérêt, des sommes que l'on doit déboursier chaque année. Les façons de voir sont à peu près équivalentes du fait que les temps d'a-

mortissements ont été pris égaux aux durées de vie réelles du matériel.) (Voir tabl. XII et XIII.)

Comme prévisible, les bandes et rouleaux sont les postes les plus lourds du prix de revient des convoyeurs et celui des bandes sensiblement plus important que celui des rouleaux.

10° *Prix de revient à la tonne charbon nette  
Prix de la T. K. U.*

TABLÉAU XIV

<i>Ensemble des dépenses en millions de F</i>	<i>Con-voyeurs quart.</i>	<i>Con-voyeurs princip.</i>	<i>Ensemble réseau</i>
Main-d'œuvre . . .	46,7	39,7	86,4
Energie . . . . .	6,6	13	19,6
Matériel . . . . .	72,2	97,7	169,9
Total . . . . .	125,5	150,4	275,9
Prix de rev. tonne charbon en F/tonne nette . . . . .	35,20 F	42,1 F	77,3 F
% du Prix de rev. total tonne charbon . . . . .	1 %	1,3 %	2,3 %
Prix T. K. U. (tonnes brutes transp.)	146,5 F	26,2 F	41,8 F

OBSERVATIONS

*Prix de revient :*

La rentabilité des convoyeurs de Merlebach ne fait pratiquement aucun doute, compte tenu de

leur faible prix de revient à la tonne nette charbon.

Il sera cependant extrêmement intéressant de faire des études similaires sur le déblocage en grandes berlines de gros sièges, tels Cuvelette et la Houve.

*Prix de la T. K. U. :*

Le prix très élevé de la T.K.U. transport quartier met bien en évidence le rôle *collecteur* des convoyeurs, plus intéressant dans ce cas que celui de transporteur.

Le prix T.K.U. des grands convoyeurs est à comparer à celui T.K.U. Chemin de Fer de la Société (15 F). Il sera également intéressant de le comparer à celui du transport en grandes berlines.

DISCUSSION.

X. — Comment le transport des pierres est-il assuré actuellement à Merlebach ?

M. ROCHE. — La quantité de pierres remon-tées étant faible (environ 500 m<sup>3</sup>/jour), on a conservé les berlines de 1000 litres.

M. DESSARD. — Utilisez-vous les têtes motrices à simple tambour ou à deux tambours moteurs ?

M. ROCHE. — La tête motrice monotambour est utilisée pour les convoyeurs auxiliaires et la bitambour pour les grands convoyeurs. On peut atteindre des longueurs de 900 m avec un seul tambour à condition que la station de tension soit bien adaptée et surtout bien graissée. Au point de vue préservation de la courroie, il y a avantage à utiliser un seul tambour parce que la courroie est soumise à moins de flexions alternées.

# Les services généraux du fond dans l'exploitation des mines du Bassin de Charleroi-Namur

R. LEFEVRE,

Directeur Divisionnaire des Mines, Charleroi.

par

G. JANSSENS,

Ingénieur en Chef des Mines, Charleroi.

Il s'agit d'un important rapport de 66 pages. Précédemment, les mêmes auteurs avaient publié un rapport analogue relatif aux opérations de chantiers, dont les conclusions ont été publiées dans les *Annales des Mines* de janvier 1955. Nous croyons utile de faire de même pour le présent rapport.

Ces derniers se subdivisent en transports horizontaux et en transports inclinés.

## A. — Transports principaux horizontaux.

Les divers modes de transports suivants sont utilisés avec les pourcentages d'emploi et les tonnages kilométriques moyens indiqués au tableau I:

TABLEAU I

Modes de transport	% de cas d'emploi	Tonnage km moyen d'un transport	% du tonnage kilométrique total	Qualification de l'importance du transport
Chevaux	25,6	68 t/km	10,2	très peu importants
Trainages discontinus (treuils corde-tête et corde-queue)	26,5	119 t/km	20,6	peu importants
Locomotives Diesel (+ 1 cas de locomotives électriques)	36,8	273 t/km	56,8	importants
Trainages continus (câbles ou chaînes sans fin)	10,3	183 t/km	11	importance moyenne
Convoyeurs à courroie (1 seul cas)	0,8	280 t/km	1,4	important
Totaux et moyennes	100	168 t/km	100	

Les services généraux englobent les opérations suivantes : transport principal, services d'envoyages, entretien des galeries principales, entretien des puits, travaux divers généraux, travaux préparatoires, surveillance générale.

Les services généraux ont une incidence d'environ 30 % dans la productivité totale du fond et de 15 % environ dans le prix de revient global.

Les diverses opérations ainsi que leur ensemble sont examinées séparément ci-après.

### I. Transports principaux.

Les transports totaux, en chantier et principaux, coûtent en moyenne 38 F par tonne nette, soit un peu moins de la moitié du coût moyen de l'abattage du charbon. Ils exigent les prestations de 12,3 ouvriers par 100 tonnes nettes produites. Dans ces prestations, il faut compter 8 ouvriers pour les transports en chantiers et 4,3 ouvriers pour les transports principaux.

On notera que le recours aux locomotives est assez important (36,8 % de cas d'emploi et 56,8 % du trafic total en tonnes kilométriques). On remarquera également que la moyenne générale de 168 t/km par transport est relativement peu importante et traduit un degré de concentration plutôt faible des exploitations souterraines. Cette absence de concentration ne doit cependant pas être attribuée à un défaut de rationalisation. Elle est la conséquence de conditions imposées par la nature difficile du gisement et par son épuisement relatif.

L'examen détaillé de 119 cas de transports principaux horizontaux donne lieu aux conclusions suivantes :

1) La productivité des transports augmente avec leur importance en tonnage kilométrique. L'amélioration évolue comme suit, en fonction de l'élévation du tonnage kilométrique :

Importance du trafic	Indice de productivité en nombre d'ouvriers par 100 t/km nettes
Moins de 50 t/km	7,2
De 50 à 99 t/km	4,4
De 100 à 199 t/km	3,1
De 200 à 299 t/km	2,9
De 300 à 399 t/km	2,2
De 400 t/km et plus	2,5
Moyenne générale 168 t/km	2,8

2) La productivité comparée des divers modes de transport est la suivante :

Les locomotives ont la meilleure productivité. Leur indice moyen global est de 2,1 ouvriers par 100 t/km nettes. Les trois autres modes de transport normalement utilisés : chevaux, traînages discontinus (treuils, corde-tête et corde-queue), traînages continus (câbles ou chaînes sans fin) ont exactement le même indice moyen global : 5,4 ouvriers par 100 t/km nettes.

Le seul cas d'emploi d'un convoyeur à courroie donne un très bon indice (2,1 ouvriers par 100 t/km nettes pour un trafic de 280 t/km nettes).

Les locomotives dominent nettement dans tous les cas, quelle que soit l'importance du trafic.

Pour les trafics très peu importants (moins de 50 t/km), les chevaux ont une meilleure productivité que les traînages discontinus ou continus. Pour les trafics de 50 à 100 t/km, les traînages discontinus sont plus intéressants que les chevaux, qui viennent en deuxième position, et que les traînages continus, qui viennent en dernier lieu.

Au delà de 100 t/km, les chevaux ne sont plus guère utilisés (il n'y a plus que 4 cas d'application sur 58 cas).

De 100 à 200 t/km, les traînages continus sont inférieurs aux traînages discontinus.

Au delà de 200 t/km, les traînages sont peu utilisés (sur 38 cas, il n'y a plus que 6 cas d'application de traînage discontinu et 4 cas de traînage continu). Les locomotives sont les plus utilisées (25 cas sur 38).

3) Les transports se répartissent comme suit, selon leur longueur :

Moins de 500 m	32 %
De 500 à moins de 1 000 m	30 %
De 1 000 m et plus	38 %

(Longueur moyenne d'un transport : 920 m) 100 %

Les transports par chevaux sont les plus nombreux dans les longueurs de moins de 500 m. Les traînages discontinus sont les plus employés dans les longueurs de 500 à moins de 1 000 m. Enfin, le nombre de cas d'emploi des locomotives domine nettement dans les longueurs de 1 000 m et plus (29 cas sur 46).

En fonction de la longueur, les indices de productivité en nombre d'ouvriers par 100 t/km évoluent comme suit :

Moins de 500 m	6,6
De 500 à moins de 1 000 m	3
De 1 000 m et plus	2

Moyenne générale pour 920 m 2,8

On constate encore ici le net avantage des locomotives.

4) En ce qui concerne les tonnages nets transportés et l'évolution en fonction de ces derniers de la productivité, exprimée en nombre d'ouvriers par 100 tonnes nettes transportées, on tire les indications suivantes :

Tonnages transportés	% du nombre de cas	Indices en ouvriers par 100 t nettes
Moins de 100 t	29	3,9
100 à 199 t	29	2,4
200 à 299 t	14	2,1
300 à 399 t	15	2,1
400 t et plus	13	1,4
(moyenne afférente à un transport : 202 t)	100	2,6

Ainsi qu'on pouvait le prévoir, la productivité augmente avec l'importance des tonnages transportés, ce qui montre une fois de plus l'avantage de la concentration. Remarquons cependant que c'est seulement l'importance du tonnage transporté par circuit qui compte et non l'importance de la production journalière du siège. Cette dernière n'a aucune corrélation directe avec la productivité des transports, ainsi que le montre l'évolution de l'indice de productivité de cette opération pour diverses catégories d'extraction par siège.

#### B. — Transports principaux inclinés.

Les transports inclinés affectent 27 % du tonnage total transporté et le nombre d'ouvriers y intéressés est de 22 % du nombre total des ouvriers affectés aux transports. Les transports inclinés requièrent les prestations de 3,5 ouvriers par 100 tonnes nettes évacuées suivant la pente. Les transports horizontaux exigent le travail de 3,3 ouvriers par 100 tonnes nettes. La productivité ouvrière de ces deux modes de transport est donc sensiblement la même.

Le transport incliné se fait par voies ferrées et wagonnets sur voies inclinées, par cheminées et descente des produits par gravité; par voies inclinées et évacuation par convoyeurs à bande, par burquins verticaux équipés avec cagettes. Il n'y a plus de cas d'emploi de descenseurs hélicoïdes. Il y a 32 cas d'emploi de galeries inclinées avec

évacuation par wagonnets, 7 cas d'emploi de convoyeurs à bande et 11 cas d'emploi de burquins avec wagonnets et cagettes.

L'examen détaillé du transport incliné conduit aux conclusions suivantes :

1) Quel que soit l'équipement, la productivité augmente avec l'importance du tonnage transporté. L'indice de productivité moyen est de 7,5 ouvriers par 100 t nettes, pour les transports de moins de 50 tonnes. Il est d'environ 4 pour 50 t à moins de 150 t, 3,5 pour 150 à moins de 200 t, 2,9 pour 200 t à moins de 250 t et 1,6 pour 250 t et plus. Il y a surtout une forte variation quand on passe de moins de 50 t à plus de 50 t et pour 250 t et plus. Entre 50 t et 250 t, l'indice de productivité ne diminue que légèrement.

2) Suivant le mode d'équipement, les transports se classent comme suit :

Convoyeurs : tonnage moyen d'un transport : 247 t (indice : 1,7 ouvrier par t).

Burquins : tonnage moyen d'un transport : 115 t (indice : 3,1 ouvriers par t).

Voies inclinées avec wagonnets : tonnage moyen d'un transport : 110 t (indice : 4,2 ouvriers par t).

Les convoyeurs ont la meilleure productivité. Il est vrai que le tonnage transporté par installation est relativement important. Il nous paraît que c'est le mode de transport le plus rationnel et le moins aléatoire pour les tonnages importants.

Les burquins ont une meilleure productivité que les voies inclinées avec wagonnets et voies ferrées.

3) La longueur du transport ne paraît pas influencer la productivité.

## II. Service des envoies.

Pour les 54 sièges du Bassin, il y a 99 accrochages en service, avec une prestation moyenne journalière de 243 t par accrochage.

La productivité moyenne globale du service des envoies se traduit par un indice de 1,7 ouvrier par 100 t nettes.

Cette productivité dépend de l'importance du tonnage extrait par envoie et de la nature des installations. Celles-ci se divisent en recettes borgnes et en recettes passantes, avec encagement à la main ou encagement mécanique.

La productivité augmente avec la production extraite par envoie. De 3,3 ouvriers par 100 t pour des productions de moins de 100 t, l'indice passe à environ 1 ouvrier par 100 t pour des productions de 500 t et plus. Il y a lieu de noter que, comme pour les transports, c'est la concentration du tonnage par endroit de travail qui augmente la productivité et non pas nécessairement l'importance de la production du siège.

D'après les différents types d'installations, l'indice de productivité est le suivant :

Recettes borgnes (14 cas)	2,9 ouvr. par 100 t nettes
Recettes passantes-encagement à la main (39 cas)	2,3 ouvr. par 100 t nettes
Recettes passantes-encagement mécanique (46 cas)	1,3 ouvr. par 100 t nettes

Dans chaque type, la productivité augmente évidemment lorsque la production desservie augmente.

## III. Entretien des galeries principales.

Il y a 282 480 m de galeries principales à entretenir pour les 54 sièges du bassin, ce qui donne une moyenne de 5 230 m par siège. Pour 100 t nettes de production, la longueur moyenne de galeries principales est de 1 175 m.

Ces chiffres donnent une idée de la dispersion et de l'éloignement des travaux d'exploitation dans le bassin de Charleroi-Namur, dispersion qui doit être attribuée, ainsi que nous l'avons dit, à la faible densité restante et à l'irrégularité du gisement ainsi qu'à son épuisement relatif.

La productivité de l'opération d'entretien des galeries principales est caractérisée par les indices suivants :

Prestations ouvrières moyennes requises pour l'entretien par 100 t nettes	4,2 ouvr.
Prestations ouvrières moyennes requises pour l'entretien de 1 000 m de galeries	3,5 ouvr.

L'influence des paramètres suivants sur la productivité de l'opération a été étudiée: production, longueur des galeries à entretenir par 100 t nettes de production, profondeur d'exploitation.

### 1) Production.

L'influence d'une production importante par siège ne peut être favorable qu'à la condition que cette production soit obtenue avec des exploitations concentrées. Tel n'est pas le cas du bassin de Charleroi-Namur. Aussi n'existe-t-il aucune corrélation entre les diverses hauteurs de production journalière des sièges et l'indice de productivité de l'opération d'entretien des galeries principales.

### 2) Longueur de galeries principales à entretenir par 100 t nettes.

Les déductions négatives tirées au 1) ci-dessus sont confirmées par la grande dispersion des longueurs de galeries principales à entretenir par 100 tonnes de production pour les différents sièges.

Il y a, pour 100 t nettes, 3 sièges avec moins de 300 m de galeries, 5 sièges avec 300 à 599 m, 11 sièges avec 600 à 899 m, 14 sièges avec 900 à 1 199 m, 5 sièges avec 1 200 à 1 499 m, 6 sièges avec 1 500 à 1 799 m, 5 sièges avec 1 800 à 2 099 m,

5 sièges avec 2 100 et plus. On ne peut tirer aucun enseignement de ces chiffres quant à la productivité de l'opération, le degré d'importance de l'entretien, non explicité, et la profondeur des exploitations étant très variables.

3) *Profondeur des exploitations.*

La profondeur agit défavorablement sur la productivité ainsi qu'on pouvait s'y attendre. Les prestations ouvrières requises pour l'entretien de 1 000 m de galeries varient comme ci-après, en fonction de la profondeur :

Profondeurs	Nombre de cas	Nombre moyen d'ouvriers pour 1 000 m de galeries
Moins de 300 m	4	1,2
300 à 499 m	10	2,8
500 à 699 m	11	3
700 à 899 m	12	3,8
900 à 1 099 m	11	5
1 100 m à 1 275 m	6	12,8
Totaux et moyennes (profondeur moy. : 725 m)	54	3,5

L'influence de la profondeur est considérable et se marque surtout pour les profondeurs de 1 100 m et plus.

Cette influence s'accuse également si l'on envisage l'indice de productivité en nombre d'ouvriers par 100 tonnes nettes de production, ainsi que le démontre le tableau II dans lequel les sièges ont été classés en 4 catégories, d'après leur profondeur, et où l'entretien des galeries de chantiers a été joint à l'entretien des galeries collectrices.

TABLEAU II

Profondeurs	Indices en nombre d'ouvriers par 100 t nettes		
	Entretien général	Entretien chantiers	Entretien total
Moins de 300 m	1,4	1,8	3,2
De 300 à 699 m	3,5	2,7	6,2
De 700 à 1 099 m	4	3,1	7,1
De 1 100 m et plus	8	6,9	14,9
Moyennes (profondeur moyenne : 725 m)	4,2	3,3	7,5

Ce tableau est parlant. D'une profondeur de moins de 300 m à 1 100 m et plus, il y a une réduction de la productivité de 11,7 points par 100 t, ce qui correspond à une aggravation du coût total de main-d'œuvre d'entretien des galeries de l'ordre de 50 F par tonne nette. A noter qu'il faut ajouter à cette charge un supplément non négligeable du coût des matériaux de soutènement.

IV. *Entretien des puits.*

Les prestations ouvrières moyennes pour l'entretien des puits sont les suivantes :

- 1,8 ouvrier par puits;
- 2,45 ouvriers par 1 000 m de puits;
- 1 ouvrier par 100 tonnes nettes d'extraction.

L'influence de la production journalière des sièges et de la profondeur d'extraction a été étudiée. Nous n'avons pu tenir compte de l'état et de la qualité du revêtement des parois, qui constituent cependant des facteurs importants.

L'indice de productivité en nombre d'ouvriers par 100 t nettes diminue régulièrement, de 1,5 à 0,6 pour des extractions croissant de moins de 300 t à moins de 800 t. Au delà de 800 t, on constate un léger redressement de l'indice, qui se rétablit au niveau de celui de 400 à 500 t.

En ce qui concerne la profondeur, on trouve une très légère diminution de l'indice de productivité de 1,1 à 0,9 ouvriers par 100 tonnes pour des profondeurs croissant de moins de 300 m jusqu'à moins de 600 m.

De 700 m de profondeur à 1 100 m et plus, l'indice se redresse quelque peu à 1,2 et 1,5 pour ces dernières profondeurs. Ces variations sont négligeables. L'écart maximum ne se traduit pas par plus de 2,50 F du coût de main-d'œuvre à la tonne.

V. *Travaux divers.*

Cette rubrique comporte les prestations ouvrières ou les opérations suivantes : ajusteurs, électriciens, pose et réfection des voies ferrées, reprise du matériel, maçons, service du matériel, avaleurs de bois, niveleurs et aides, pompiers, divers.

L'importance des travaux divers varie d'un siège à l'autre suivant l'organisation, le degré de

mécanisation et d'électrification, le débit de l'exhaure, etc. Une comparaison entre les divers sièges ne serait donc pas pertinente. On peut cependant examiner l'évolution de la productivité de ces travaux en fonction de la production journalière des sièges. Cette évolution est la suivante :

<i>Productions journalières</i>	<i>Indices moyens en nombre d'ouvriers par 100 t nettes</i>	<i>Nombre d'ouvriers de préparatoires par 100 t nettes</i>	<i>Nombre de sièges</i>
Moins de 300 t	7,9	Moins de 3	10
De 300 à 399 t	7,3	3 à 5,99	14
De 400 à 499 t	6,7	6 à 8,99	17
De 500 à 599 t	6,3	9 à 11,99	7
De 600 à 799 t	7,5	12 à 14,99	4
De 800 t et plus	7,9	15 et plus	2
Moyenne de la production journalière par siège : 445 t	Indice moyen général 7,2	Moyenne : 7	54

L'indice de productivité diminue assez régulièrement avec l'augmentation de la production depuis moins de 300 t jusqu'à moins de 600 t. Pour des productions supérieures, l'indice augmente quelque peu, ce qui pourrait s'expliquer par une mécanisation plus poussée, requérant des prestations plus importantes des ajusteurs et des électriciens.

#### VI Surveillance générale.

La surveillance générale des sièges demande, en moyenne, les prestations de 2,1 agents par 100 t nettes. L'indice de surveillance des chantiers étant de 5,9 agents par 100 t nettes, l'indice moyen global de la surveillance au fond s'établit ainsi à 8 agents par 100 t nettes.

L'influence sur la productivité de la production journalière et du nombre d'étages en exploitation a été examinée.

L'indice de productivité de la surveillance générale diminue avec l'accroissement de l'extraction journalière; depuis 2,6 agents par 100 t, pour des productions de moins de 300 t, jusque 1,2 agent par 100 t pour des productions de moins de 800 t. Pour les productions de 800 t et plus, l'indice moyen se relève à 2,7 agents par 100 t, ce qui tend à prouver que, pour la plupart des sièges de cette catégorie, une production relativement importante n'a pu être obtenue qu'au détriment de la concentration des travaux.

D'après le nombre d'étages en exploitation qui caractérise plus ou moins la concentration, les indices de productivité varient comme suit :

- 1 étage : 2 agents par 100 t;
- 2 étages : 2,1 agents par 100 t;
- 3 étages et plus : 2,4 agents par 100 t.

Comme il était à prévoir, l'indice augmente avec le nombre d'étages en exploitation, mais cette augmentation est faible.

#### VII. Travaux préparatoires.

L'importance relative des travaux préparatoires est très variable d'un siège à l'autre. Le nombre moyen d'ouvriers affectés à ces travaux est de 7 par 100 tonnes nettes de production, pour l'ensemble du bassin. Ces prestations se répartissent comme suit :

<i>Nombre d'ouvriers de préparatoires par 100 t nettes</i>	<i>Nombre de sièges</i>
Moins de 3	10
3 à 5,99	14
6 à 8,99	17
9 à 11,99	7
12 à 14,99	4
15 et plus	2
Moyenne : 7	54

L'importance relativement grande des travaux préparatoires s'explique par la faible densité du gisement restant et par son irrégularité.

Du point de vue de la qualification du personnel, la répartition est la suivante :

- Surveillants : 17 %.
- Ouvriers qualifiés : 42 %.
- Manœuvres : 41 %.

Le pourcentage de manœuvres paraît trop peu élevé. Il est certain que, par suite de la pénurie de cette catégorie d'ouvriers, le personnel qualifié doit effectuer des besognes de manœuvre. Normalement, on peut estimer qu'un ouvrier qualifié suffit pour deux manœuvres. Si cette proportion était respectée, on économiserait, compte tenu des salaires journaliers moyens respectifs des ouvriers qualifiés et des manœuvres, vingt millions de frais de salaires et charges sociales par an pour l'ensemble du bassin. Il apparaît donc nécessaire de multiplier les efforts pour le recrutement de manœuvres. Cette remarque vaut d'ailleurs pour la plupart des opérations du travail souterrain, dans le bassin de Charleroi-Namur.

Nous avons examiné en détail le creusement de 75 galeries horizontales en roche. Le nombre de cas de creusement de galeries inclinées était trop faible pour pouvoir en tirer des conclusions valables.

Parmi ces galeries, 59 % étaient pourvues de dispositifs de forage à l'eau ou de captage de poussières; 71 % étaient équipées de béquilles pneumatiques de forage. Il n'y avait que deux cas d'emploi d'affûts « Jumbo » et deux cas également de chariots de forage rotatif « Hausherr ». Dans 52 % des cas, le chargement des déblais se faisait mécaniquement, à l'aide de chargeuses pelleteuses.

Les résultats enregistrés sont en général très divergents. Nous en donnerons ci-après les commentaires résumés :

##### 1) *Avancements journaliers moyens.*

Les avancements journaliers moyens sont faibles; ils sont de 1,83 m. Cet avancement dépend évidemment du nombre de postes de travail par 24 heures, de leur composition, de l'organisation du travail et de la productivité du personnel. Même avec le travail en 3 postes par 24 heures et 5 ouvriers par poste, on n'atteint que 3 m d'avancement journalier pour 8 cas sur 75.

2) *Avancement par homme/poste.*

L'avancement moyen général est de 23 cm par homme/poste. Il dépend de la section de creusement, du nombre de postes de travail, du nombre d'ouvriers par poste, de la mécanisation du travail. Il doit dépendre aussi, mais nous n'avons pu le vérifier, de la dureté des terrains et de la nature du soutènement.

a) *Sections de creusement.*

Dans 46 % des cas, la section de creusement est inférieure à 7 m<sup>2</sup>. Dans 47 % des cas, elle varie de 7 m<sup>2</sup> à 11 m<sup>2</sup>. Il n'y a que 9 % des cas étudiés où la section était supérieure à 11 m<sup>2</sup>.

L'avancement moyen est de 26 cm par homme/poste dans les sections inférieures à 7 m<sup>2</sup>. Il est de 22 cm dans les sections de 7 à 11 m<sup>2</sup> et de

22 cm dans les sections de 7 à 11 m<sup>2</sup> et de sement du nombre de postes d'activité en 24 h. Ces constatations se vérifient quelles que soient les sections de creusement.

En ce qui concerne le nombre d'ouvriers par poste, c'est l'organisation avec trois ouvriers par poste, quel que soit le nombre de postes d'activité, qui donne la productivité maximum. Les avancements sont de 28 à 31 cm par homme/poste, avec une moyenne de 29 cm, avec cette composition de personnel, contre une moyenne de 27 cm avec 2 ouvriers, 20 cm avec 4 ouvriers, 21 cm avec 5 ouvriers, 26 cm avec 6 ouvriers et 11 cm avec 7 ouvriers et plus.

c) *Mécanisation du travail.*

Les résultats moyens entérinés sont donnés au tableau III :

TABLEAU III

Dispositifs de forage et de chargement des déblais	Sections de :					
	moins de 7 m <sup>2</sup>		7 m <sup>2</sup> à moins de 11 m <sup>2</sup>		de 11 m <sup>2</sup> et plus	
	Nombre de cas	Avancements en cm par hom/poste	Nombre de cas	Avancements en cm par hom/poste	Nombre de cas	Avancements en cm par hom/poste
<b>Forage :</b>						
— sans béquilles pneumatiques	12	22	11	21	1	10
— avec béquilles pneumatiques	23	30	27	23	3	11
<b>Chargement :</b>						
— à la main	22	23	14	22	—	—
— avec chargeuse-pelleteuse	13	31	22	22	4	11

11 cm seulement dans les sections de plus de 11 m<sup>2</sup>.

b) *Nombre de postes de travail par jour et nombre d'ouvriers par poste.*

Les avancements par homme/poste évoluent comme suit en fonction du nombre de postes de travail en 24 heures :

- travail à 1 poste (27 % des cas) : 29 cm en moyenne par homme/poste;
- travail à 2 postes (31 % des cas) : 24 cm en moyenne par homme/poste;
- travail à 3 postes (40 % des cas) : 20 cm en moyenne par homme/poste;
- travail à 4 postes (2 % des cas) : 14 cm en moyenne par homme/poste;
- moyenne générale : 23 cm en moyenne par homme/poste.

On voit que la productivité est la plus grande dans les travaux activés à un seul poste. Cette productivité diminue régulièrement avec l'accrois-

Pour les sections inférieures à 7 m<sup>2</sup>, la mécanisation du travail de creusement améliore la productivité d'environ 35 %. Par contre, pour les sections de 7 à 11 m<sup>2</sup>, la mécanisation ne paraît apporter aucune modification de la productivité. Cette constatation est pour le moins anormale. On ne peut attribuer cette anomalie qu'au défaut d'organisation appropriée et adéquate au volume de l'opération.

Quoi qu'il en soit, la mécanisation du travail en bouveau a le sens d'un progrès social, car elle réduit fortement la fatigue physique du travail. La comparaison pécuniaire entre le travail à la main et le travail mécanisé perd de plus en plus de sa pertinence, attendu que l'on trouvera de moins en moins des ouvriers pour forer et charger à la main et que la mécanisation deviendra, de ce fait, de plus en plus une nécessité.

3) *Salaires journaliers et frais de main-d'œuvre de creusement.*

D'après le nombre de postes de travail par 24 h, les résultats entérinés sont donnés au tableau IV.

TABLEAU IV

Nombre de postes d'activité	Frais de main-d'œuvre du mètre creusé	Salaires journaliers moyens des bouveleurs	Salaires journaliers moyens d'un ouvrier de l'équipe
1 poste	1 441 F	510 F	383 F
2 postes	1 648 F	446 F	336 F
3 postes	1 881 F	461 F	354 F
Moyennes	1 685 F	469 F	356 F

Ces frais et salaires s'entendent sans charges sociales, dont l'importance est d'environ 40 % des dits frais et salaires.

On voit que les frais de main-d'œuvre par mètre creusé sont les plus faibles avec le travail à un poste. Ce fait s'explique par la plus haute productivité obtenue avec cette organisation. Les salaires des bouveleurs et d'un ouvrier moyen de l'équipe sont les plus élevés, également avec le travail à un poste. Leur évaluation n'annihile cependant pas complètement les conséquences de la productivité plus grande sur les frais de main-d'œuvre du mètre creusé, puisque ceux-ci restent malgré tout les plus faibles.

On serait tenté de conclure que le travail à un poste est le plus avantageux. Toutefois, il y a lieu de remarquer que, dans certains cas, d'autres éléments peuvent entrer en ligne de compte, notamment l'urgence du travail, qui peut imposer un avancement journalier maximum, l'existence de frais fixes, indépendants de l'avancement, tels par exemple les frais de transport à l'arrière, ainsi que les frais de ventilation secondaire. En réalité, il s'agit comme toujours de cas d'espèces. Il faut viser, dans chaque cas, à obtenir le prix de revient minimum par l'intégration des opérations partielles réalisées chacune à leur coût optimum.

#### 4) Organisation du travail et établissement des salaires.

Dans notre étude des travaux préparatoires, nous avons constaté une grande dispersion des résultats et de forts écarts entre les minima et les maxima. Ces fortes différences ne peuvent s'expliquer que par un degré d'organisation du travail fort variable et par une grande diversion dans l'établissement des prix de base des salaires. Ces deux points ont cependant une grande importance et devraient retenir tout spécialement l'attention des ingénieurs.

### VIII. Ensemble des services généraux du fond.

Dans nos commentaires sur l'ensemble des services généraux du fond, nous excluons les travaux préparatoires qui n'ont aucune corrélation avec les paramètres qui influencent les autres services.

La productivité moyenne générale des services généraux, sans les préparatoires, se traduit par les prestations de 20,3 ouvriers par 100 tonnes nettes produites. L'indice de productivité moyen du bassin étant, pour les services de chantiers, de 62,6 ouvriers par 100 tonnes nettes, l'indice de

productivité global moyen du fond s'élève ainsi à 82,9 ouvriers par 100 tonnes nettes, sans les travaux préparatoires, pour l'ensemble du bassin.

Nous avons constaté, pour l'ensemble des services généraux, de grandes dispersions dans les résultats entérinés. Ces dispersions résultent des grandes différences existant dans la situation des sièges, du point de vue du gisement, de la position des travaux, de la disposition des puits et leur état, de la profondeur d'exploitation, du degré de mécanisation, etc. Les variations moyennes, en fonction de l'importance de la production journalière des sièges, répartis en différents groupes de production, sont cependant assez faibles, ainsi que l'indiquent les chiffres ci-après :

- faible production, moins de 400 t (28 sièges) : indice moyen 21,4 ouvriers par 100 t ;
- production moyenne, de 400 à moins de 800 t (22 sièges) : indice moyen 19 ouvriers par 100 t ;
- forte production, de 800 t et plus (4 sièges) : indice moyen 21,8 ouvriers par 100 t.

Il semble donc que, pour ce qui concerne les services généraux, ce sont les sièges de 400 à 800 t qui, dans le bassin de Charleroi-Namur, ont la meilleure productivité. Parmi ceux-ci, les sièges de 500 à 600 t se signalent par un indice un peu plus faible que l'indice moyen du groupe (18,5), les sièges de ce groupe dont la production est inférieure à 500 t ou supérieure à 600 t ayant un indice moyen sensiblement analogue (19,3 et 19,1).

Les indices totaux du fond, préparatoires non compris, confirment entièrement les constatations précédentes.

Il paraît à première vue anormal que les sièges à production relativement importante aient une productivité moindre que les sièges à production moyenne et analogue à celle des sièges à faible production. Toutefois, un examen détaillé des services généraux de ces sièges montre que leur plus faible productivité provient d'une moindre concentration des quartiers d'exploitation. Notons que cette dispersion relative n'est pas due à un manque de rationalisation. Elle est imposée par le peu de densité du gisement, par son irrégularité, par son épuisement. Cet état de choses ne permet pas de tirer des gros tonnages de chaque quartier en particulier et impose l'exploitation simultanée de nombreux quartiers plus ou moins dispersés, pour collecter aux puits une production relativement importante.

Dans une étude précédente sur les chantiers, nous avons démontré d'une façon absolument péremptoire que la concentration en chantier payait largement. Les considérations précédentes prouvent que la concentration par siège est défavorable à la productivité du fond, si elle ne peut être obtenue que par l'intégration de chantiers dispersés, comme tel paraît être le cas pour le bassin sous revue.

En ce qui concerne la profondeur d'exploitation, il semble qu'elle n'ait une influence sensible sur la productivité de l'ensemble des services généraux qu'en dessous de 300 m et au delà de 1 100 m. Les indices de productivité sont en effet de 17 ouvriers par 100 tonnes pour moins de 300 m et de 22,6 ouvriers par 100 tonnes pour 1 100 m et plus. Entre 300 et 1 100 m, l'indice

partielles des services généraux, abstraction faite de l'entretien des galeries. Dans ce groupe, la productivité des différentes opérations partielles des sièges de 500 à 600 tonnes est également quelque peu supérieure, ainsi qu'il a été constaté pour l'ensemble des services généraux.

En résumé, on peut dire qu'en principe, une élévation de la production journalière des sièges doit être avantageuse pour la productivité du fond. Toutefois, cette influence est défavorable si les nécessités de gisement imposent, pour obtenir cette élévation de production, de recourir à l'exploitation simultanée de nombreux quartiers dispersés, comme tel paraît être le cas dans le bassin de Charleroi-Namur.

Dans ce bassin, la production journalière la plus avantageuse pour la productivité du fond

TABLEAU V

Indices en ouvriers par 100 tonnes nettes.

Productions journalières	Surveillance générale	Transport principal	Envoyages	Entretien puits	Entretien galeries	Travaux divers	Total
Moins de 400 t	2,4	4,4	2,1	1,3	3,6	7,6	21,4
De 400 à moins de 800 t	1,9	3,8	1,4	0,8	4,4	6,7	19
De 800 t et plus	2,7	5,4	1,6	0,9	3,3	7,9	21,8
Moyennes : (product. moyenne 445 t)	2,1	4,3	1,7	1	4	7,2	20,3

ne varie que de 19,9 à 20,9 avec une moyenne très voisine de 20,3 qui est l'indice moyen général.

Pour ce qui regarde les indices des différentes opérations partielles, on observe, sauf pour l'entretien des galeries, la même évolution en fonction de la production des sièges, que celle constatée pour l'ensemble des opérations, ainsi qu'il ressort du tableau V.

Il apparaît encore une fois que ce sont les sièges de 400 à 800 t qui révèlent la meilleure productivité en ce qui concerne les diverses opé-

paraît se situer entre les limites de 400 à 800 t nettes, avec un léger avantage pour les productions journalières de 500 à 600 tonnes.

Notons cependant que ces conclusions ne sont valables que pour les frais de main-d'œuvre du fond, qui constituent environ 50 % des dépenses du prix de revient. Elles ne sont pas nécessairement pertinentes en ce qui concerne les consommations et les frais généraux, ni en ce qui concerne la productivité et par conséquent les frais de main-d'œuvre de la surface.

# Essais de calcul d'une barrière-béquille

par G. MIGNION,

Ingénieur au Corps des Mines.

## SAMENVATTING

Om de mijnwagens te stoppen die ontijdig een vervoerhelling zouden aflopen, worden meestal aan de voet der hellingen barrelen opgesteld, gevormd door ijzeren profielen, waarvan het ene uiteinde scharnierend bevestigd is aan het dak der galerij, terwijl het andere uiteinde op de vloer rust.

Naar aanleiding van een ongeval, overkomen in een kolenmijn van het bekken van Charleroi, waarbij zulk een barreel in gebreke werd gesteld, heeft de auteur getracht de weerstandsberekening van dergelijke barrelen uit te voeren volgens de methoden in gebruik in twee kolenmijnen van het bekken. Daar deze twee methoden geen overeenstemmende uitslagen gaven, heeft hij een derde methode uitgedacht, die een combinatie vormt van de twee andere en die naar zijn gevoelen beter scheen rekening te houden met de werkelijkheid.

Ter gelegenheid van hetzelfde ongeval heeft de heer Paoletti, Ingenieur verbonden aan het Italiaans Consulaat te Charleroi, eveneens getracht de berekening van zulke barrelen door te voeren. Hij heeft de auteur welwillend toegestaan zijn werk te raadplegen, waaruit bleek dat hij, onder een licht gewijzigde vorm, de tweede methode had toegepast.

Geen der drie beschreven methodes heeft de bedoeling een exacte berekening te geven. Al deze methodes steunen zich op weerstandsformules die slechts toepasselijk zijn bij elastische vervormingen van het metaal, terwijl de beschouwde schokken in werkelijkheid aanleiding geven tot blijvende vervormingen. Zij hebben nochtans de verdienste slechts gebruik te maken van eenvoudige formules die in ieders bereik liggen.

Deze drie methodes worden aan de eventuele experimentatoren voorgelegd. Aan hen na te gaan welke methode het best aan de werkelijkheid beantwoordt en welke de meest aangepast waarde is van de evenredigheidsfactor die erin voorkomt.

Deze nota heeft bijgevolg geen enkele pretentie; haar doel zal bereikt zijn indien zij de aandacht van de betrokkenen trekt op de mogelijkheid zekere veiligheidsschikkingen in de mijnen op oordeelkundige wijze gestalte te geven en aldus het gebruikelijke empirisme af te leggen.

## RESUME

En vue de recevoir le choc de wagonnets dévalant intempestivement des galeries inclinées, on place généralement au pied de celles-ci des barrières-béquilles. Les barrières-béquilles sont constituées par des poutrelles articulées par une de leurs extrémités au toit de la galerie et reposant par l'autre extrémité sur le sol.

Lors d'un accident survenu dans un charbonnage du Bassin de Charleroi, une telle barrière-béquille fut mise en défaut. A cette occasion, j'ai tenté de faire le calcul de la béquille en utilisant des méthodes appliquées dans deux charbonnages du Bassin. Ces deux méthodes ne donnant pas des résultats concordants, j'ai imaginé une troisième méthode amalgamant les deux premières et me paraissant mieux tenir compte de la réalité.

A l'occasion du même accident, M. Paoletti, Ingénieur attaché au Consulat d'Italie à Charleroi, a de son côté également tenté le calcul d'une barrière-béquille. Il m'a obligeamment permis de consulter son travail, d'où il est résulté qu'il avait appliqué, sous une présentation légèrement différente, la deuxième des trois méthodes décrites dans la présente note.

Aucune des trois méthodes exposées n'a l'ambition de fournir le calcul rigoureux d'une barrière-béquille; elles utilisent toutes des formules de résistance des matériaux applicables seulement dans le cas de déformations élastiques du métal, alors que les chocs considérés donnent lieu à des déformations permanentes. Elles ont toutefois le mérite de ne faire usage que de formules simples à la portée de tous.

Ces trois méthodes s'offrent au choix d'expérimentateurs éventuels; à eux de décider laquelle de ces méthodes s'approche le plus de la réalité. A eux également de choisir, dans chaque méthode, la valeur la plus adéquate du coefficient de proportionnalité qui y figure.

Ces notes n'ont donc aucune prétention; elles auront atteint leur but si elles attirent l'attention de l'un ou l'autre sur la possibilité qu'il pourrait y avoir de proportionner judicieusement certains dispositifs de sécurité utilisés dans les mines et de s'écarter ainsi d'un empirisme routinier.

La résolution du problème posé exige tout d'abord la connaissance de la vitesse  $V$  prise par les wagonnets à leur arrivée sur la béquille, ainsi que celle de leur énergie cinétique  $E_c$  à ce moment.

Considérons un wagonnet lâché au sommet d'une galerie inclinée.

- Soit  $P$  : le poids du wagonnet chargé,
- $\alpha$  : l'inclinaison de la galerie sur l'horizontale.
- $L$  : le chemin parcouru par le wagonnet depuis le moment où il a été lâché jusqu'au moment de son contact avec la béquille,
- $\varphi$  : le coefficient de résistance au roulement du wagonnet. Ce coefficient varie de 0,05 à 0,01. Nous adopterons  $\varphi = 0,01$ .

Le poids  $P$  se décompose en les composantes suivantes (fig. 1) :

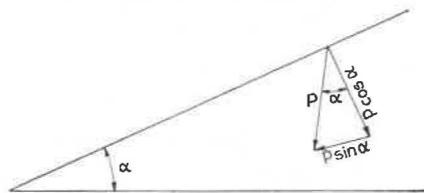


Fig. 1.

$P \cdot \cos \alpha$  perpendiculaire à l'axe de la galerie,  
 $P \cdot \sin \alpha$  parallèle à l'axe de la galerie.

La force  $F$  qui entraîne le wagonnet suivant l'axe de la galerie vaut :

$$F = P \cdot \sin \alpha - 0,01 \cdot P \cdot \cos \alpha$$

$$= P \cdot (\sin \alpha - 0,01 \cos \alpha)$$

Le travail de cette force sur le parcours  $L$  de la galerie inclinée vaut :

$$T = F \cdot L = P \cdot L \cdot (\sin \alpha - 0,01 \cos \alpha)$$

Ce travail est transformé intégralement en énergie cinétique. Soit  $E_c$  la valeur de cette énergie cinétique. On a :

$$T = E_c = P \cdot L \cdot (\sin \alpha - 0,01 \cos \alpha) \quad (\text{formule 1})$$

Comme  $E_c = (P/2g) V^2$ , nous déduirons :

$$(P/2g) V^2 = P \cdot L \cdot (\sin \alpha - 0,01 \cos \alpha)$$

D'où :

$$V = \sqrt{2g \cdot L \cdot (\sin \alpha - 0,01 \cos \alpha)} \quad (\text{formule 2})$$

Exemples.

Exemple I : emprunté à un procès-verbal d'accident survenu au Charbonnage du Gouffre.

On avait dans ce cas :

$$P = 1100 \text{ kg}$$

$$\alpha = 20^\circ, \text{ d'où } \sin \alpha = 0,342$$

$$\text{et } \cos \alpha = 0,937$$

$$L = 67 \text{ m.}$$

On en déduit :

$$E_c = 1100 \cdot 67 \cdot (\sin 20^\circ - 0,01 \cdot \cos 20^\circ)$$

$$= 24.515 \text{ kgm}$$

et  $V = \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 67 \cdot (\sin 20^\circ - 0,01 \cdot \cos 20^\circ)}$   
 $= 20,9 \text{ m/sec ou } 75 \text{ km/heure.}$

Exemple II : emprunté à une situation ancienne ayant existé au Charbonnage du Centre de Jumet et y ayant donné lieu à un accident.

On avait dans ce cas :

$$P = 1200 \text{ kg}$$

$$\alpha = 12^\circ 30', \text{ d'où } \sin \alpha = 0,216$$

$$\text{et } \cos \alpha = 0,974$$

$$L = 120 \text{ m.}$$

On en déduit :

$$E_c = 1200 \cdot 120 \cdot (\sin 12^\circ 30' - 0,01 \cdot \cos 12^\circ 30')$$

$$= 29.700 \text{ kgm}$$

et

$$V = \sqrt{2 \cdot 9,81 \cdot 120 \cdot (\sin 12^\circ 30' - 0,01 \cdot \cos 12^\circ 30')}$$

$$= 22 \text{ m/sec ou } 79 \text{ km/heure.}$$

Remarques :

a) Les exemples ci-dessus montrent qu'on commet une erreur de 5 % maximum par excès dans l'évaluation de l'énergie cinétique acquise par le wagonnet en négligeant sa résistance au roulement. En négligeant cette résistance, les formules (1) et (2) ci-dessus deviennent :

$$E_c = P \cdot L \cdot \sin \alpha \quad (\text{formule 1'})$$

$$V = \sqrt{2g \cdot L \cdot \sin \alpha} \quad (\text{formule 2'})$$

b) Si au départ le wagonnet possède une vitesse initiale  $V_0$ , on doit écrire :

$$E_c = (P/2g) V^2 = (P/2g) V_0^2 + P \cdot L \cdot \sin \alpha \quad (\text{formule 1''})$$

$$V = \sqrt{V_0^2 + 2g \cdot L \cdot \sin \alpha} \quad (\text{formule 2''})$$

Passons maintenant au calcul de la béquille proprement dite. Nous considérerons deux méthodes de calcul; la première méthode est utilisée au Charbonnage du Nord de Gilly, tandis que la deuxième méthode a été appliquée au Charbonnage du Centre de Jumet. Je considérerai ensuite une variante de la première méthode.

#### Première méthode.

On considère ici que la béquille a une fonction d'arrêt, ce qui suppose qu'elle est assez fortement inclinée par rapport au sol.

On s'impose lors du choc un déplacement maximum du centre de gravité du wagonnet. Ce déplacement comporte :

- 1) le glissement du pied de la béquille sur le sol,
- 2) la déformation inévitable du coffre du wagonnet,
- 3) la déformation en principe élastique de la béquille.

Au Charbonnage du Nord de Gilly, on s'impose arbitrairement un déplacement maximum de 1,00 m.

Connaissant l'énergie cinétique du wagonnet, on en déduit la valeur moyenne de la force qui annihile cette énergie cinétique sur un déplacement de 1,00 m.

Si l'énergie cinétique  $E_c$  est exprimée en kgm, cette force exprimée en kg vaudra :

$$E_c/l = E_c$$

Désignons par  $\omega$  l'angle d'inclinaison de la béquille par rapport au sol (fig. 2).

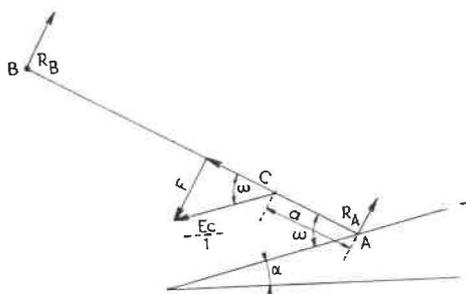


Fig. 2.

La force précitée peut se décomposer en :

- une composante  $F = E_c \cdot \sin \omega$  perpendiculaire à la béquille et qui engendre une flexion de celle-ci;
- une composante  $C = E_c \cdot \cos \omega$  parallèle à la béquille et provoquant la compression de celle-ci.

Soit  $a$  la distance du point d'application de ces composantes au pied de la béquille et  $l$  la longueur de la béquille.

La composante  $F$  perpendiculaire à la béquille engendre aux appuis les réactions suivantes : au pied de la béquille :

$$R_A = \frac{E_c \cdot \sin \omega \cdot (l - a)}{l}$$

au sommet de la béquille :

$$R_B = \frac{E_c \cdot \sin \omega \cdot a}{l}$$

Le moment de flexion maximum se produit au droit du point d'application. Il vaut :

$$M = \frac{E_c \cdot \sin \omega \cdot (l - a) \cdot a}{l}$$

Soit  $I$  : le moment d'inertie de la poutrelle,

$S$  : sa section,

$v$  : sa demi-hauteur.

Le taux de fatigue  $t_f$  à la flexion est donné par la formule d'équarrissage et vaut :

$$t_f = \frac{M}{l/v} = \frac{E_c \cdot \sin \omega \cdot (l - a) \cdot a}{l \cdot (l/v)}$$

Le taux de fatigue à la compression vaut :

$$t_c = \frac{E_c \cdot \cos \omega}{S}$$

On doit avoir :

$$t_f + t_c \leq R/k$$

$R$  étant le taux de fatigue à la rupture et  $k$  le coefficient de sécurité admis.

Remarque :

Pour calculer les dimensions à donner au pivot, on remarquera qu'il est soumis à l'effort :

$$\sqrt{C^2 + R_B^2} = \sqrt{E_c^2 \cdot \cos^2 \omega + \frac{E_c^2 \cdot \sin^2 \omega \cdot a^2}{l^2}}$$

Cet effort tend à provoquer le double cisaillement du pivot.

Exemples :

Reprenons les situations des deux exemples traités plus haut.

#### Premier exemple :

Nous avons établi que  $E_c = 24.515$  kgm. Cette énergie cinétique correspond à une force de ralentissement de 24.515 kg.

D'autre part, dans le cas de cet exemple, on a :

$$l = 3,50 \text{ m,}$$

$$a = 0,43 \text{ m,}$$

$$\omega = 45^\circ, \text{ d'où } \sin \omega = \cos \omega = 0,71.$$

On en déduit :

$$M = \frac{24.155 \cdot \sin 45^\circ \cdot (3,50 - 0,43) \cdot 0,43}{3,50}$$

$$= 6.550 \text{ kgm}$$

et  $C = 24.515 \cdot \cos 45^\circ = 17.350 \text{ kg.}$

Adoptons  $R/k = 10 \text{ kg/mm}^2$ .

Essayons différents profils normaux I. Nous constaterons que le profil P.N.34, pour lequel  $I/v = 923.000 \text{ mm}^3$  et  $S = 8.680 \text{ mm}^2$ , est le profil le plus faible résistant aux sollicitations envisagées.

En effet, on calculera :

$$t_t = 6.550.000/923.000 = 7,1 \text{ kg/mm}^2$$

$$t_c = 17.350/8.680 = 2,0 \text{ kg/mm}^2$$

$$t_t + t_c = 7,1 + 2,0 = 9,1 \text{ kg/mm}^2 < 10 \text{ kg/mm}^2.$$

*Deuxième exemple :*

Nous avons établi que  $E_c = 29.700 \text{ kgm}$  correspondant à une force de ralentissement de  $29.700 \text{ kg}$ .

D'autre part, on a dans ce deuxième exemple :

$$l = 4,00 \text{ m,}$$

$$a = 0,73 \text{ m,}$$

$$\omega = 24^\circ 30', \text{ d'où } \sin \omega = 0,414$$

$$\text{et } \cos \omega = 0,907.$$

Suivant le même processus de calcul que dans l'exemple précédent, on calculerait :

$$M = 7.350 \text{ kgm} \quad \text{et} \quad C = 27.000 \text{ kg.}$$

De la même manière que ci-dessus, on vérifierait que le profil P.N.34 est trop faible, mais on constaterait que le profil P.N.36, pour lequel  $I/v = 1.089.000 \text{ mm}^3$  et  $S = 9.710 \text{ mm}^2$ , résiste aux sollicitations considérées.

Pour ce profil, on aurait en effet :

$$t_t + t_c = 6,75 + 2,78 = 9,53 \text{ kg/mm}^2 < 10 \text{ kg/mm}^2.$$

**Deuxième méthode.**

On considère ici que la béquille a une fonction déviateur. Elle doit dévier le wagonnet vers le toit de la galerie. L'arrêt définitif du wagonnet est dans ce cas obtenu, soit par son renversement, soit par son entrée en contact avec le toit. Pour que la béquille puisse dévier le wagonnet, il convient qu'elle ne soit que faiblement inclinée par rapport au sol. Seule, dans ce cas, la composante de la vitesse perpendiculaire à la béquille donne naissance à une réaction avec choc de la béquille, annihilant l'énergie cinétique correspondante.

Soit  $\omega$  l'inclinaison de la béquille par rapport au raillage. La vitesse  $v$  à considérer vaudra :

$$v = V \cdot \sin \omega$$

et l'énergie cinétique  $e_c$  correspondante vaudra :

$$e_c = E_c \cdot \sin^2 \omega$$

Une partie de cette énergie cinétique est absorbée par le travail des tensions internes lors de la flexion. Le pourcentage de cette énergie absorbée par la flexion dépend du rapport des masses en présence et du degré d'élasticité du choc.

Soit  $P$  le poids du wagonnet,  
 $Q$  le poids de la béquille.

Suivant le cours de M. E. Gysen de la Faculté Polytechnique de Mons, le pourcentage  $r$  de cette énergie cinétique absorbé lors de la flexion vaut :

$$r = \frac{P \cdot (P + 8/15 \cdot Q)}{(P + 2/3 \cdot Q)^2}$$

en supposant que le choc soit appliqué au milieu de la poutre et qu'il n'y ait pas rebondissement.

Chiffrons ce rapport :

si  $Q$  est très petit devant  $P$ ,  $r \approx 1$ ;  
 si  $Q = 300 \text{ kg}$  pour  $P = 1200 \text{ kg}$  (valeurs habituelles) :

$$r = \frac{1200 \cdot (1200 + 8/15 \cdot 300)}{(1200 + 2/3 \cdot 300)^2} = 0,83$$

Le Charbonnage, de son côté, avait adopté pour valeur de  $r$  l'expression suivante tirée du cours de M. Vierendeel, de l'Université de Louvain :

$$r = \frac{P}{P + K \cdot Q} \quad \text{avec } K = 0,5$$

$$r = \frac{1200}{1200 + 0,5 \cdot 300} = 0,89$$

En chiffrant ce rapport, nous aurions obtenu :  
 $1200 + 0,5 \cdot 300$

On voit, par les exemples suivants, que la valeur du coefficient  $r$  passe de 1 à 0,86 en moyenne lorsque le rapport  $Q/P$  passe de 0 à 0,25.

Etant donné la valeur voisine de 1 du coefficient  $r$  et l'imprécision sur sa détermination exacte, il paraît défendable de poser  $r = 1$ , la différence entre 1 et la valeur réelle de  $r$  étant incluse dans le coefficient de sécurité du calcul.

Dès lors, l'énergie cinétique absorbée par flexion par la poutre vaudra :

$$e_c = E_c \cdot \sin^2 \omega$$

D'autre part, le travail des tensions internes lors de la flexion vaut en fonction de la tension maximum :

$$T = \frac{t^2 \cdot I \cdot I}{6 E \cdot v^2}$$

avec les notations suivantes :

- $t$  = tension maximum dans le métal de la poutre,
- $l$  = longueur de la poutre,
- $I$  = moment d'inertie de la poutre,
- $E$  = coefficient d'élasticité du métal  
( $20.000 \text{ kg/mm}^2$ )
- $v$  = demi-hauteur de la poutre.

Cette formule suppose que la charge appliquée à la poutre est centrée en un point; elle est valable quel que soit le point d'application de la charge.

Ecrivons :

Energie cinétique du wagonnet à son arrivée sur la poutre + travail des forces extérieures lors de la flexion de la poutre = travail des forces intérieures.

Le travail des forces extérieures lors de la flexion est égal au produit du poids du wagonnet par la composante verticale de la flèche. Si  $f$  désigne la flèche, ce travail vaut  $P \cdot f \cdot \cos(\omega - \alpha)$ . Comme  $f \cdot \cos(\omega - \alpha)$  est faible vis-à-vis de la chute de niveau du wagonnet lors de sa descente dans la galerie inclinée, nous pourrions négliger le travail des forces extérieures lors de la flexion de la poutre vis-à-vis de l'énergie cinétique du wagonnet à son contact avec la béquille. D'ailleurs, l'omission de ce terme compensera dans une certaine mesure la sur-estimation du coefficient  $r$  cité auparavant.

Dès lors, on pourra écrire :

$$E_c \cdot \sin^2 \omega = \frac{t^2 \cdot l \cdot I}{6 E \cdot v^2} \quad (\text{formule 3})$$

L'expérience a prouvé au Centre de Jumet (cas de l'exemple 2) qu'une poutre de 4,00 m de longueur inclinée de  $24^\circ 30'$  par rapport au sol et pour laquelle :

$$v = 15 \text{ cm} \quad \text{et} \quad I = 12.352 \text{ cm}^2$$

résistait à ce choc.

Cherchons à calculer dans ce cas la tension maximum dans le métal.

On peut écrire :

$$\begin{aligned} t &= \sin \omega \cdot v \cdot \sqrt{\frac{6 E_c \cdot E}{l \cdot I}} \\ &= \sin 24^\circ 30' \cdot 15 \cdot \sqrt{\frac{6 \cdot 2.970.000 \cdot 2.000.000}{400 \cdot 12.352}} \\ &= 16.700 \text{ kg/cm}^2 = 167 \text{ kg/mm}^2. \end{aligned}$$

Ce taux de fatigue n'a évidemment pas été atteint puisque la béquille a supporté le choc et que le taux de fatigue à la rupture de l'acier doux normal est d'environ  $42 \text{ kg/mm}^2$ .

Il faut en conclure qu'une partie notable de l'énergie cinétique disponible a été absorbée :

1) par déformation du wagonnet et rupture de certaines parties de celui-ci;

2) par échauffement du métal et arrachement de copeaux incandescents.

Eventuellement, une certaine déformation permanente a subsisté dans la béquille. Cette déformation permanente, si elle est légère, peut avoir échappé à un examen sommaire, comme cela a été vraisemblablement le cas au fond de la mine. Comme les formules employées ci-dessus supposent une déformation élastique du métal de la béquille, le taux de fatigue élevé qui a été calculé correspond au diagramme tension-allongement du métal à l'ordonnée

du sommet du triangle rectangle OAB d'aire égale à l'aire réelle de travail de déformation OA'B', laquelle, pour bénéficier d'un coefficient de sécurité, ne doit représenter qu'une fraction de l'aire totale de travail à la rupture (fig. 3).

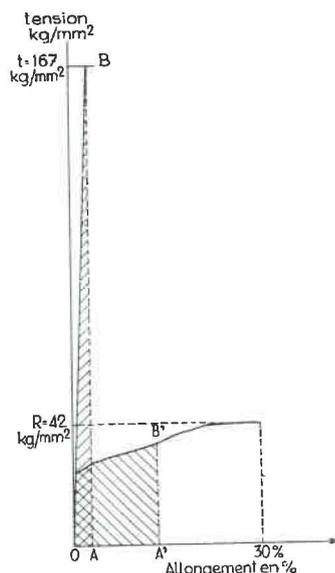


Fig. 3.

Le taux de travail trouvé est donc un taux de travail fictif à substituer éventuellement à la place de  $t$  dans la formule (3) ci-dessus, lors du calcul des dimensions de la béquille.

Remarquons d'autre part que, si la béquille essayée au Centre de Jumet a donné satisfaction, il est également possible que des poutrelles de profils plus faibles puissent résister avec autant de succès au choc.

Reprenons la formule (3) :

$$E_c \cdot \sin^2 \omega = \frac{t^2 \cdot l \cdot I}{6 E \cdot v^2}$$

Nous en tirons :

$$\frac{l}{v^2} = \frac{6 E \cdot E_c \cdot \sin^2 \omega}{t^2 \cdot l}$$

Etant donné que les aciers utilisés pour les poutrelles possèdent des caractéristiques mécaniques voisines, nous pouvons écrire, sans nous préoccuper des considérations précédentes :

$$\frac{l}{v^2} = K \cdot \frac{E_c \cdot \sin^2 \omega}{l} \quad (\text{formule 4})$$

$K$  étant un coefficient à déterminer par expérimentation dans un cas particulier.

Application de la formule 4 :

Reprenons le premier exemple. On avait dans ce cas :

$$\begin{aligned} E_c &= 24.515 \text{ kgm}, \\ \omega &= 45^\circ \\ l &= 3.50 \text{ m}. \end{aligned}$$

Nous avons calculé par la première méthode que le profil P.N.34 convenait. Pour ce profil, on a  $I/v = 923 \text{ cm}^3$  et  $v = 17 \text{ cm}$ . D'où  $I/v^2 = 923/17 = 54,2 \text{ cm}^2$ .

Utilisant la formule (4), nous allons en déduire la valeur de K correspondante :

$$K = \frac{54,2 \cdot 3,50}{24.515 \cdot \sin^2 45^\circ} = 0,0153$$

Servons-nous de cette valeur K pour calculer par la deuxième méthode la béquille du deuxième exemple.

Dans le deuxième exemple, nous avons :

$$\begin{aligned} E_c &= 29.700 \text{ kgm}, \\ \omega &= 24^\circ 30', \\ l &= 4,00 \text{ m}. \end{aligned}$$

D'où :

$$\frac{I}{v^2} = 0,0153 \cdot \frac{29.700 \cdot \sin^2 \omega 24^\circ 30'}{4,00} = 19,5 \text{ cm}^2$$

Le profil I P.N.20, pour lequel  $I/v^2 = 21,4 \text{ cm}^2$ , est le profil le plus faible résistant à la sollicitation considérée.

Avec la deuxième méthode, un profil P.N.20 suffirait alors que la première méthode imposait un profil P.N.36. Ceci est dû à l'influence prépondérante du terme  $\sin^2 \omega$ , la deuxième méthode assignant à la béquille une fonction déviatrice, tandis que la première méthode lui assigne une fonction d'arrêt.

*Remarque :*

Dans la deuxième méthode, le pivot de la béquille doit évidemment être proportionné au profil de celle-ci. Pour ce faire, on évalue la charge concentrée au point d'impact que peut supporter la poutrelle travaillant avec un taux de fatigue normal ( $10 \text{ kg/mm}^2$ ) et on en déduit les réactions aux appuis. Connaissant la réaction à l'appui supérieur, on en déduit les dimensions du pivot qui travaille au double cisaillement.

#### Variante de la première méthode.

Il est peu probable que le choc sur une béquille, même inclinée à  $45^\circ$ , engendre dans celle-ci un effort de compression appréciable. En effet, même avec cette inclinaison, le wagonnet montera sur la béquille.

Seule donc la composante  $V \cdot \sin \omega$  de la vitesse du wagonnet, perpendiculaire à la béquille, est à considérer. Elle seule donne naissance à une réaction avec choc de la béquille, annihilant l'énergie cinétique correspondante.

Cette énergie cinétique vaut :

$$E_c \cdot \sin^2 \omega$$

Imposons-nous, comme dans la première méthode, un déplacement maximum D, perpendiculaire cette fois à la béquille, déplacement le long duquel l'énergie cinétique d'impact s'amortira.

La force F qui permet d'absorber l'énergie cinétique d'impact sur la distance D vaut :

$$F = \frac{E_c \cdot \sin^2 \omega}{D}$$

Nous reportant aux calculs effectués lors de l'étude de la première méthode, nous pourrions écrire l'expression du moment fléchissant maximum. Il vaut :

$$M = \frac{E_c \cdot \sin^2 \omega \cdot a \cdot (l - a)}{D \cdot l}$$

Nous n'avons plus à tenir compte ici d'un effort de compression.

Imposons-nous un taux maximum de fatigue à la flexion. Ce taux de fatigue vaut R/k, R étant le taux de fatigue à la rupture et k le coefficient de sécurité choisi.

La formule d'équarrissage nous permet dès lors de calculer I/v :

$$\frac{I}{v} = \frac{M}{R/k} = \frac{k \cdot E_c \cdot \sin^2 \omega \cdot a \cdot (l - a)}{R \cdot D \cdot l} \quad (\text{formule 5})$$

Remarquons encore que tous les aciers utilisés pour les poutrelles ont sensiblement les mêmes propriétés mécaniques. Sans nous préoccuper de la valeur à imposer pour D, nous pourrions dès lors écrire :

$$\frac{I}{v} = K' \cdot \frac{E_c \cdot \sin^2 \omega \cdot a \cdot (l - a)}{l} \quad (\text{formule 6})$$

K' étant un coefficient à déterminer par expérimentation dans un cas particulier.

*Application de la formule (6) :*

Reprenons le premier exemple. On avait dans ce cas :

$$\begin{aligned} E_c &= 24.515 \text{ kgm}, \\ \omega &= 45^\circ, \\ l &= 3,50 \text{ m}, \\ a &= 0,43 \text{ m}. \end{aligned}$$

Nous avons établi, lors de l'étude de la première méthode, que le profil P.N.34 convenait. Pour ce profil, on avait  $I/v = 923 \text{ cm}^3$ .

Utilisant la formule 6, nous allons en déduire la valeur de K' correspondante :

$$K' = \frac{923 \cdot 3,50}{24.515 \cdot \sin^2 \cdot 45^\circ \cdot 0,43 \cdot 3,07} = 0,197$$

Servons-nous de cette valeur de K' pour calculer par la formule (6) la béquille du deuxième exemple.

Dans le deuxième exemple, on avait :

$$\begin{aligned} E_c &= 29.700 \text{ kgm}, \\ \omega &= 24^\circ 30', \\ l &= 4,00 \text{ m}, \\ a &= 0,73 \text{ m}. \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \frac{I}{v} &= 0,197 \cdot \frac{29.700 \cdot \sin^2 24^\circ 30' \cdot 0,73 \cdot 3,27}{4,00} \\ &= 598 \text{ cm}^3 \end{aligned}$$

Le profil I P.N.30, pour lequel  $I/v = 653 \text{ cm}^3$ , est le profil le plus faible résistant à la sollicitation considérée.

Par la première méthode, nous avons trouvé un profil P.N.36. Par la deuxième méthode, nous avons trouvé un profil P.N.20. La présente variante nous impose un profil P.N.30.

La variante constitue donc un compromis entre la première et la deuxième méthode. Elle considère en somme la béquille comme ayant à la fois une mission d'arrêt et une mission de déviation. Elle tient compte de l'inclinaison de la béquille par son terme  $\sin^2 \omega$ , mais l'influence de ce terme est tempérée par le terme « a » qui augmente lorsque  $\omega$  diminue.

N. B. — Au Centre de Jumet, on avait expérimenté que, dans le cas du deuxième exemple, une poutrelle de profil sensiblement équivalent au P.N.32 donnait satisfaction. La solution P.N.30 de la variante paraît en conséquence plus proche de la réalité que la solution P.N.36 de la première méthode.

#### Remarque :

Pour le calcul du pivot, on s'inspirera des considérations émises lors de l'examen de la deuxième méthode.

#### Conclusion.

La formule (6) qui vient d'être établie semble devoir permettre de proportionner judicieusement une béquille en fonction des efforts à subir. Elle tient compte à la fois de l'énergie cinétique du wagonnet, de l'angle d'inclinaison de la béquille, de sa longueur et de la position du point d'impact sur la béquille.

Cette formule s'écrit :

$$\frac{I}{v} = K \cdot \frac{E_c \cdot \sin^2 \omega \cdot a \cdot (l - a)}{l}$$

avec  $E_c = P \cdot L (\sin \alpha - 0,01 \cos \alpha)$

Le coefficient K reste évidemment à déterminer. Sa détermination doit être le résultat d'une expérimentation.

Au cours des calculs, nous avons adopté pour K la valeur 0,197 très voisine de 0,2. Cette valeur de K supposait que  $I/v$  était exprimé en  $\text{cm}^3$ ,  $E_c$  en  $\text{kgm}$ , et en fin  $l$ ,  $a$ ,  $l - a$ , en  $m$ . Elle conduisait à des résultats paraissant normaux, mais rien ne dit que cette valeur de K est la meilleure.

La formule ci-dessus donne directement la valeur de  $I/v$  et est en conséquence facile à calculer.

Le calcul des béquilles conduit à émettre les remarques suivantes :

1) il y a avantage à donner aux béquilles une faible inclinaison par rapport au sol (on diminue ainsi la valeur du facteur  $\sin^2 \omega$ );

2) il faut éviter que, sous le choc, la poutrelle tourne de  $90^\circ$  autour de sa fibre neutre et ne se présente par son petit moment d'inertie. Dans ce but :

a) on fixera la béquille par un pivot, plutôt que de l'attacher par chaîne et câble;

b) plutôt que des profils normaux, on utilisera des profils composés (constitués par exemple par deux poutrelles distantes l'une de l'autre de 25 cm et entretoisées entre elles);

3) afin d'absorber le maximum d'énergie par frottement sur le sol, il y aurait, à mon avis, intérêt à terminer la béquille par un profil recourbé, de résistance moindre que la béquille proprement dite, qui se déformerait en glissant sur le sol (fig. 4). Ce profil recourbé pourrait être boulonné de manière à pouvoir être remplacé facilement.

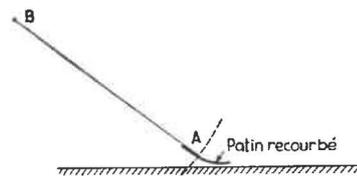


Fig. 4.

Il reste toutefois évident que le profilé recourbé doit être le plus court possible pour permettre à la béquille proprement dite de se coincer entre toit et mur dans une position fortement inclinée sur le sol après mise en défaut du patin recourbé.

#### Remarque :

Les calculs ci-dessus ont été établis en supposant qu'un seul wagonnet dévalait la galerie inclinée. Il n'y a pas lieu à mon avis de considérer le cas de plusieurs wagonnets dévalant simultanément la galerie inclinée. Généralement, les oscillations des wagonnets sur les rails se contrarient; de ce fait, l'un au moins des wagonnets déraile ou même se renverse, freinant ainsi les autres wagonnets. D'autre part, l'ensemble des wagonnets ne forme pas bloc; il n'y a pas choc unique, mais une série de chocs qui se succèdent. Enfin, chaque wagonnet joue le rôle de tampon amortisseur pour les wagonnets qui le suivent.

# Machines d'extraction avec poulies à friction et câbles multiples L'extraction automatique en Suède

Extrait d'un rapport  
publié par le « National Coal Board » et le « Ministry of Fuel and Power en 1954 (1)

Traduit par G. A. MOULAERT,  
Ingénieur civil des Mines, Electricien et Géologue.

## SAMENVATTING

*Alle ophaalinrichtingen die sedert een vijftiental jaren in Zweden werden uitgevoerd, zijn uitgerust met adhesie-schijven en meervoudige kabels, afstandsbediening en automatische werking.*

*Het stelsel der adhesie-schijven met meervoudige kabels is afgeleid van het Koepe-systeem.*

*De vervanging van de enkelvoudige kabel door meerdere kabels van kleinere doormeter vertoont talrijke voordelen.*

*De toelaatbare buigingsstraal voor de kabel wordt verminderd. De grote Koepe-schijf kan vervangen worden door een trommel met meerdere adhesie-groeven van kleinere doormeter, zodat de omwentelingssnelheid verhoogt. Indien de aandrijfmotor rechtstreeks op de as van de trommel gemonteerd is, zal hij sneller draaien, dus minder ruimte innemen, lichter en goedkoper zijn. Indien de aandrijving door tussenkomst van een snelheidsreductor geschiedt zal voor een zelfde snelheid van de motor, de reductieverhouding kleiner zijn en zal men een reductietrap kunnen afschaffen.*

*De vermindering van het gewicht en de nodige plaatsruimte van de ophaalmachine vergemakkelijkt haar opstelling in de schachtoren zelf, boven de schacht. Men kan de doormeter van de adhesie-trommel gelijk stellen aan de afstand tussen de skip (of kooi) en het tegengewicht. Aldus vermijdt men het gebruik van leischijven en de afwisselende buiging waaraan deze de kabels onderwerpen. Bij extractie met twee skips of twee kooien blijft nochtans de afstand tussen de aslijnen meestal beneden het toelaatbare minimum.*

*De volgende interessante mechanische constructiedetails dienen nog vermeld :*

— *de extractie-schijven worden klemmend op de as aangebracht, zonder tussenkomst van wiggen;*  
— *het veralgemeend gebruik van rollagers, zowel voor de assen van de schijven als voor de reductoren. Deze rollagers geven goede uitslagen tot op de hoogste lagerbelastingen toegepast in Zweden, hetzij 40 t (in zekere inrichtingen die in uitvoering zijn voorziet men tot 80 t);*

— *de lederen bekleding van de adhesie-schijven moet volgens de ontwerpen aan een oppervlakte-drukking van 19 kg/cm<sup>2</sup> weerstaan. De slijtweerstand van de bekleding bij zulke drukking is niet bewezen, want geen dezer installaties heeft op het ogenblik haar maximum voorwaarden van diepte en sollicitatie bereikt;*

— *de verende suspensie der carters van de reductoren, die de stijve koppeling op de as van de ophaalschijven mogelijk maakt en de schokken absorbeert;*

— *voor kleine installaties wordt de groep motor-reductor in oversteek geplaatst op het uiteinde van de schijfas.*

*Voor wat de elektrische uitrusting betreft, heeft de ervaring aangetoond dat de automatische bediening een grotere bedrijfszekerheid en regelmatigheid vertoont dan de handbediening. Deze laatste wordt alleen nog gebruikt voor bijzondere doeleinde : inspecties, nazicht, enz.*

*De bediening, ook de handbediening, geschiedt steeds op afstand. De machine werkt normaal zonder enig toezicht.*

(1) National Coal Board et Ministry of Fuel and Power Report « Multi-rope friction winders and automatic winding in Sweden ». Juillet 1954.

Voor de normale bewegingen geschiedt de bediening door drukknoppen, vanaf de bovengrond of vanaf een der ondergrondse laadplaatsen. Al de gebruikelijke veiligheidsvoorzieningen voor personen-liften zijn voorzien. Bovendien zijn ze aangevuld door bijzondere schikkingen als foto-electrische cellen op de schachtdeuren van de grootste inrichtingen.

De bediening vanuit de kooien zelf vereist het gebruik van een soepele kabel, die de toepassing ervan beperkt tot een maximumdiepte van 600 m. Voor grotere diepten werd een schikking bestudeerd die toelaat de bewegingen op voorhand te bevelen, vanaf de laadplaats, en de uitvoering dezer bewegingen uit te lokken na de kooien te hebben betreden.

De meest recente skip-installaties kunnen doorlopend automatisch functionneren, zolang er erts in de ondergrondse laadtremels voorhanden is en de bovengrondse tremels niet vol zijn.

Bij de machines met Ward-Leonardschakeling wordt de vertraging volledig bekomen door electro-dynamische remming. De mechanische rem wordt enkel gesloten om de installatie bij stilstand te immobiliseren. Bij de handbediening is de remhandel afgeschaft. De remmen sluiten zich door de electriche bedieningshandel in de halt-stand te plaatsen.

De mechanische regulatoren voor de snelheidscontrole zijn vervangen door electriche inrichtingen waarvan het essentiële orgaan een tacheometrische generator is die toelaat de opgelegde vertragingsskurve nauwkeurig te volgen.

De auteurs besluiten dat de Zweedse ervaring de oprichting wettigt van een proef-inrichting van het Zweedse stelsel in Groot-Brittannië. Deze inrichting zou toelaten de wijzigingen op punt te stellen die de aanpassing van de Zweedse schikkingen aan de bijzondere bedrijfsvoorwaarden van de britse kolenmijnen onder oogpunt van belasting, diepte en translatiesnelheid, die alle groter zijn dan in de Zweedse ijzermijnen, zou vereisen.

## RESUME

Dans toutes les installations d'extraction construites en Suède depuis une quinzaine d'années, on a adopté de façon généralisée les poulies à friction pour câbles multiples, la commande à distance de la machine et la commande automatique.

Le système d'extraction par poulie à friction et câbles multiples résulte d'une transformation du système Koepe.

Le remplacement du câble unique par plusieurs câbles de diamètre plus petit procure de nombreux avantages.

Le rayon de courbure admissible pour les câbles est réduit. La grande poulie Koepe peut être remplacée par un tambour, à rainures d'adhérence multiples, de plus petit diamètre et tournant donc à plus grande vitesse. Si le moteur d'entraînement est à accouplement direct, il pourra être plus rapide et donc moins encombrant, moins lourd et moins coûteux. Si l'entraînement se fait par réducteur, pour une même vitesse de moteur, le rapport de réduction sera moindre et on pourra souvent supprimer un des étages de réduction.

La réduction de poids et d'encombrement de la machine d'extraction facilite son installation sur une tour directement au-dessus du puits. Il est alors possible de choisir le diamètre du tambour à friction égal à la distance entre-axes du skip (ou de la cage) et du contrepoids. Dans ce cas, on peut se dispenser d'installer des poulies guides et on évite ainsi la courbure inverse qu'elles donnent aux câbles, alors qu'on ne peut jamais s'en dispenser avec une machine Koepe, même installée sur une tour. Dans le cas de l'extraction avec deux skips ou deux câbles, la distance entre-axes reste cependant, en général, inférieure au diamètre minimum admissible.

Comme particularités mécaniques intéressantes, on peut encore remarquer :

— les poulies d'extraction emboîtées, à serrage, sur leur arbre, sans clavettes;  
— l'emploi généralisé des roulements à rouleaux tant pour les arbres de poulies que pour ceux des réducteurs. Ces roulements donnent de bons résultats jusqu'aux charges de paliers les plus élevées, rencontrées en Suède, soit 40 t (dans les installations en construction, il est prévu 80 t);

— les garnitures d'adhérence en cuir devant supporter, suivant les projets, des pressions superficielles atteignant 19 kg/cm<sup>2</sup>. Mais, leur résistance à l'usure sous une telle pression n'a pas été démontrée, car aucune des installations n'a atteint sa profondeur et ses conditions de sollicitation maxima;

— la suspension sur ressorts des carters de réducteur, facilitant l'accouplement rigide aux arbres de poulies d'extraction et absorbant les chocs;

— pour de petites installations, le groupe moteur-réducteur monté en porte-à-faux sur l'extrémité de l'arbre de poulie.

En ce qui concerne l'installation électrique, les dispositifs automatiques ont montré, à l'expérience, une sécurité et une régularité de fonctionnement supérieures à la commande manuelle. Cette dernière n'est plus utilisée que pour des usages spéciaux : inspections, vérifications, etc. D'une façon générale, la commande, même manuelle, s'effectue toujours à distance de la machine qui fonctionne normalement sans surveillance aucune.

Pour les opérations normales, la commande est réalisée par boutons-poussoirs, indifféremment à partir de tous les étages ou de la surface. Toutes les sécurités d'usage courant pour les ascenseurs d'immeubles sont adoptées et complétées par d'autres dispositifs allant jusqu'aux cellules photo-électriques devant les portes de puits des plus grandes installations. La commande à partir de la cage elle-même exige l'amener jusqu'à celle-ci d'un câble souple, ce qui en limite l'utilisation à une profondeur de 600 m maximum. Pour des profondeurs plus grandes, un dispositif étudié permettrait de commander les opérations à l'avance, de l'envoyage, et de n'amorcer la succession des opérations, au moyen d'un dispositif mécanique, qu'après avoir pénétré dans la cage.

Certaines installations d'extraction par skip, les plus récentes, peuvent fonctionner indéfiniment de façon entièrement automatique, tant qu'il y a du minerai dans la trémie de chargement, au fond, et que la trémie de déchargement, à la surface, n'est pas engorgée.

Avec les machines à montage Ward-Léonard, tout le ralentissement s'obtient par freinage dynamique électrique; le frein mécanique n'est serré que pour assurer l'immobilité à l'arrêt. Pour la commande manuelle, le levier de frein est supprimé, les freins se serrent en mettant le levier de commande électrique sur la position « arrêt ».

Les régulateurs mécaniques contrôlant la vitesse sont remplacés par un appareil électrique dont l'organe essentiel est un générateur tachéométrique qui permet de suivre avec précision la caractéristique de ralentissement imposée.

La conclusion des auteurs du rapport est que l'expérience suédoise est suffisamment concluante pour justifier l'équipement en Grande-Bretagne, d'une installation pilote appliquant les systèmes suédois. Cette installation pilote permettrait la mise au point des modifications à apporter aux dispositifs suédois pour faire face aux conditions différentes des charbonnages britanniques : charges, profondeurs et vitesses de translation toutes plus grandes que dans les mines de fer de Suède.

Vu l'intérêt que présente actuellement l'extraction par câbles multiples (1), nous pensons opportun de donner de larges extraits d'un rapport publié par le National Coal Board à la suite d'une

visite faite en Suède et où les ingénieurs ont eu l'occasion d'étudier en détail les machines d'extraction à câbles multiples et à commande automatique.

## I. — PRINCIPES ET AVANTAGES DES MACHINES D'EXTRACTION A CABLES MULTIPLES

Dans les mines de fer de Suède, les machines d'extraction à tambour ou à poulie Koepe installées sur le sol, sont considérées comme périmées. Toutes les installations récentes et en projet sont équipées de machines d'extraction avec poulies à friction pour câbles multiples, installées immédiatement au-dessus du puits et munies de 2, 3 ou, plus généralement, 4 câbles. L'extraction du minerai s'effectue au moyen de skips à déchargement par le fond et des cages sont utilisées pour le personnel et le matériel. Lorsque l'extraction se fait à un seul étage, on utilise deux engins de transport s'équilibrant; cependant, la plupart des installations comprennent plusieurs étages d'extraction et, dans ce cas, l'on adopte le système à engin de transport unique et contrepoids. La commande par boutons-poussoirs est la règle plutôt que l'exception; pour la translation du personnel, la commande se fait par bouton-poussoir de la cage même. Les salles de machines d'extraction restent verrouillées et sans lumière ni surveillance aucune.

En Suède, on applique à l'extraction dans les mines les usages normaux pour les ascenseurs d'immeubles.

### PRINCIPES DE LA MACHINE D'EXTRACTION

La machine d'extraction à friction, à câbles multiples, installée sur une tour, est le résultat d'une transformation du système Koepe.

Deux câbles ou plus, en parallèle, passent sur un tambour à friction et sont fixés à deux engins de transport ou à un seul engin et un contrepoids. L'emploi d'un nombre suffisant de câbles permet de réduire le diamètre du tambour à friction à l'écartement entre-axes de câbles exigé dans le puits et les poulies de déflexion, normalement indispensables dans le système Koepe à câble unique, peuvent être supprimées. Ceci est généralement possible dans le cas d'emploi du système à simple engin de transport et contrepoids, ce n'est pas toujours réalisable avec deux engins de transport, lorsque les axes de câbles sont peu écartés.

### AVANTAGES DU SYSTEME D'EXTRACTION A FRICTION A CABLES MULTIPLES

Les avantages présentés par l'emploi d'une machine d'extraction à câbles multiples, par rapport

(1) Voir « Les installations d'extraction à multicâbles sur poulies et tambours à adhérence » par J. VERWILST. A.M.B. novembre 1954, p. 758, et « 1975 », Communication présentée par INICHAR au Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale, Paris 1955, p. 17.

soit aux machines à tambours, soit aux machines Koepe à câble unique, sont les suivants :

a) les câbles multiples augmentent la sécurité et la durée de vie des câbles; ils sont indispensables pour l'extraction de charges importantes à de grandes profondeurs. Lorsqu'on peut se passer de poulies de déflexion, on élimine la courbure inverse des câbles avec tous ses désavantages;

b) le diamètre du tambour à friction est relativement petit. Par exemple, le diamètre de tambour exigé pour une machine à 4 câbles vaut environ la moitié du diamètre exigé pour la machine équivalente à câble unique. La largeur du tambour doit seulement être suffisante pour recevoir le nombre de câbles exigés, côté à côté, avec un espace suffisant entre câbles pour les dispositifs de fixation et d'égalisation de tension.

La réduction de ce diamètre a pour conséquence :

- 1) une réduction de dimension et de poids de la machine d'extraction;
- 2) une augmentation proportionnelle des vitesses du tambour et du moteur d'entraînement et, par conséquent, une réduction de dimension du châssis du moteur;
- 3) une réduction du couple à transmettre par le moteur et les engrenages, ainsi qu'une réduction de l'inertie des masses en rotation, ce qui entraîne une réduction de la puissance du moteur et éventuellement de la consommation d'énergie.

Lorsqu'on utilise des moteurs à accouplement direct, cette réduction de dimension du moteur peut procurer une économie de prix considérable.

c) des câbles à câblage gauche et droit sont disposés de façon à contrebalancer toute tendance à la torsion de l'engin de transport. Cette disposition diminue l'usure des guides avec un guidonage fixe et améliore les conditions dans le cas de câbles guides, tout spécialement dans les puits profonds;

d) la réduction de dimension et de poids de la machine d'extraction permet de l'installer dans une tour étroite, ce qui entraîne une économie d'immobilisation par rapport à une machine d'extraction équivalente installée au sol;

e) l'installation sur une tour libère de l'espace et autorise une utilisation plus rationnelle du terrain disponible. Lorsque de nouveaux treuils doivent être montés sur des puits existants, sans interrompre l'extraction, la tour peut être édiflée autour du châssis à molette existant, ce qui simplifie la transition;

f) la capacité potentielle de fabrication des pièces mécaniques est augmentée par le fait que l'on peut fabriquer environ deux machines d'extraction à friction, à câbles multiples, au lieu d'une seule machine à tambour de même capacité de service, et l'on peut atteindre un niveau de normalisation beaucoup plus poussé;

g) les machines d'extraction peuvent être utilisées comme treuil de fonçage, à simple tambour,

en les installant sur le sol pendant la durée du creusement du puits. Elles sont ensuite transportées sur la charpente définitive, après achèvement du creusement.

### INSTALLATION DES MACHINES D'EXTRACTION

Toutes les machines à câbles multiples examinées sont installées dans des tours en béton armé, sauf les machines souterraines de Kiruna. D'après les renseignements reçus, la préférence marquée pour le béton armé serait due au degré d'humidité élevé de l'atmosphère intérieure et à la nécessité d'assurer une protection convenable contre les variations extrêmes de température et les conditions climatiques sévères.

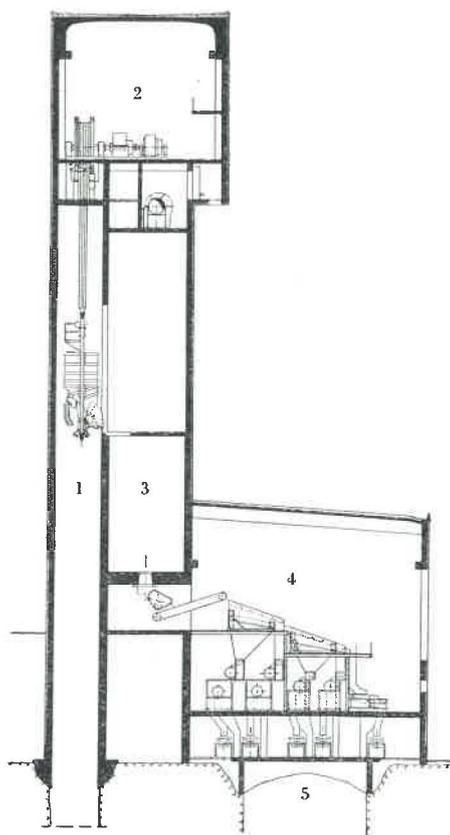


Fig. 1. — Coupe dans une tour de machine d'extraction. typique : 1) puits; 2) salle des machines; 3) trémie à minerai brut; 4) installation de concentration par séparation magnétique; 5) produit fini, silo d'emmagasinage.

La figure 1 représente une tour typique. Elle comprend généralement une trémie à minerai d'une capacité allant jusque 1 000 t, ainsi que des installations de broyage secondaire et final et l'installation de concentration. La nature de ces installations et la capacité d'emmagasinage qui doit être assurée déterminent la hauteur de la tour qui, par conséquent, est souvent plus élevée que ne l'imposeraient les nécessités de l'extraction seule. Les bureaux et les bâtiments administratifs sont souvent reliés à l'ossature de la tour.

**Installations nouvelles.**

A la mine de Kiruna, une nouvelle installation est en cours de construction. Elle comprend huit machines d'extraction à 4 câbles pour skip et une machine de service. Chacune des machines pour skip permettra d'extraire une charge utile de 20 t à une profondeur de 450 m et sera entièrement automatique. La figure 2 donne une vue de l'installation dans son aspect final. Elle aura une capacité totale d'extraction de 4 600 t/h et comprendra l'installation de concentration.



Fig. 2. — Tour pour huit machines d'extraction.

**Aménagement du puits.**

Les puits sont de section rectangulaire et généralement sans soutènement, vu la résistance des terrains. Les guidonnages utilisés sont rigides, en madriers, et latéraux ou dans les angles, sauf dans un cas où le guidonnage est frontal. Chaque puits est généralement équipé de deux machines. Dans les plus petites installations, un skip et une cage sont souvent disposés dans un puits. Dans les plus grandes installations, par exemple à Kiruna, l'extraction du minerai et les translations de service ont lieu dans des puits différents.

**Skips et cages.**

Les skips sont du type classique à déchargement par le fond. La figure 3 représente un clapet de skip typique. En position fermée, le clapet est assujéti par des crans d'arrêt à ressort. Certains skips comprennent une cage suspendue en dessous d'eux, pour permettre la translation du personnel et du matériel. Une cage de ce genre, observée à Bodas, présente une caractéristique intéressante : elle a la possibilité de se déplacer dans des guides à l'intérieur de son cadre de suspension de façon que la cage, avec son wagonnet, puisse reposer sur taquets alors que les câbles restent tendus par le poids du skip et du câble. Le déplacement vertical maximum de la cage dans son cadre est d'environ 30 cm. Ce type de cage, représenté à la figure 4, est utilisé avec des taquets non automatiques, lorsque la commande de la machine



Fig. 3. — Clapet typique de skip à déchargement par le fond.

d'extraction se fait manuellement pour la translation du matériel.

Dans certaines installations, des dispositifs parachutes à mâchoires de serrage sont installés, mais on ne peut signaler aucune occasion où ils aient été appelés à fonctionner. Les installations les plus récentes ne comprennent plus de tels dispositifs qui sont considérés plutôt comme une source possible d'accidents que comme une sécurité.



Fig. 4. — Guides dans le cadre de suspension de la cage, mine de Bodas.

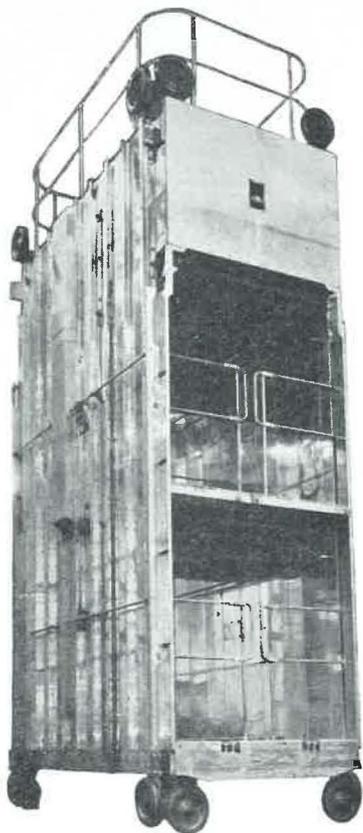


Fig. 5. — Cage pour 80 hommes, Kiruna.

La figure 5 représente une cage à deux paliers, pouvant contenir 80 hommes. De construction mixte, acier et alliage léger, elle est utilisée au puits de service n° 1 à Kiruna. Des galets guides à bandages pneumatiques roulent sur le guidonage placé dans les angles. Le plancher supérieur est découpé pour permettre la manipulation et la fixation aisées de matériaux longs. La cage est équipée de taquets automatiques dont le fonctionnement est semblable à celui décrit dans la deuxième partie de ce rapport. Les portes de la cage se replient en arrière, contre les parois de la cage, et sont interconnectées électriquement avec les circuits de démarrage de la machine d'extraction. Il faut remarquer le garde-fou installé autour de la face supérieure de la cage et qui assure la sécurité du personnel au cours des inspections du puits ou de l'ajustement des câbles, etc. Des arrêts, bloquant les roues des wagonnets, se retirent automatiquement lorsque la cage est dans la position d'encagement.

Les wagonnets sont poussés dans les cages à la main ou par locomotive. L'emploi de refouleurs mécaniques ne s'est pas encore révélé nécessaire.

#### Portes de puits.

Les portes du puits de service n° 1 de Kiruna sont actionnées par un dispositif électro-pneumatique et s'ouvrent automatiquement lorsque la cage est en position d'encagement, mais leur fermeture doit être commandée par bouton-poussoir, soit de l'intérieur de la cage, soit de la station. Un relais

photoélectrique dont le rayon traverse l'entrée provoque la réouverture des portes si quelqu'un essaye de pénétrer dans la cage ou d'en sortir au cours de la fermeture.

A Bodas, qui est une installation moins importante, les portes des deux cages sont actionnées manuellement.

#### Contrepoids.

Les contrepoids sont calculés pour équilibrer environ le poids mort de l'engin de translation, plus la moitié de la charge utile. Ils sont généralement en pièces de fonte soutenues dans un châssis. On a examiné la possibilité de fixer des contrepoids séparés à chacun des câbles et de supprimer ainsi la nécessité de l'appareillage d'égalisation à la suspension de l'engin de translation. Mais, aucun dispositif satisfaisant n'a été mis au point. Lorsque des dispositions sont prises pour permettre la descente éventuelle de charges exceptionnellement lourdes, on s'arrange, en général, pour pouvoir augmenter le contrepoids au moyen de poids supplémentaires placés dans le châssis ou en remplissant un réservoir à eau faisant partie du contrepoids. Inversement, leur poids peut être réduit pour le remplacement de câbles.

#### FONCTIONNEMENT DES MACHINES D'EXTRACTION

La commande par boutons-poussoirs est actuellement d'usage en Suède. Elle est considérée comme plus sûre que la commande manuelle. Par conséquent, aucun aménagement n'est fait dans les salles de machines d'extraction pour la commande directe des machines; elles fonctionnent totalement sans surveillance, les salles de machines restant verrouillées.

Pour l'extraction de minerai, les machines à skips sont généralement commandées par boutons-poussoirs à partir des stations de chargement. Lorsque le skip est chargé, on presse le bouton-poussoir et le skip accélère automatiquement jusqu'à pleine vitesse, remonte le puits, ralentit jusqu'à vitesse d'accostage, immédiatement avant que les galets d'ouverture de clapets ne pénètrent dans les guides courbes, et s'arrête en position de déchargement. Après quelques secondes pour vider le skip, la machine repart automatiquement en sens inverse; le skip se déplace à faible vitesse jusqu'à ce que le clapet se révèle bien fermé, puis il accélère alors jusqu'à pleine vitesse, ralentit et s'arrête enfin en position de chargement. Certaines installations, très récentes, sont conçues pour fonctionner de façon complètement automatique, c'est-à-dire que, lorsque la succession des opérations est amorcée, la machine continue à fonctionner aussi longtemps qu'il y a du minerai dans la trémie du fond. Un dispositif de protection est installé pour arrêter automatiquement la machine si la trémie de déchargement, en surface, est remplie et ne peut plus recevoir une nouvelle charge.

Des dispositifs de commande à distance sont installés à proximité des stations de descente du personnel, comme on peut le voir sur la figure 6. Ils permettent la commande de la machine d'extraction au cours des inspections et pour la translation du personnel ou du matériel dans la cage fixée sous le skip.

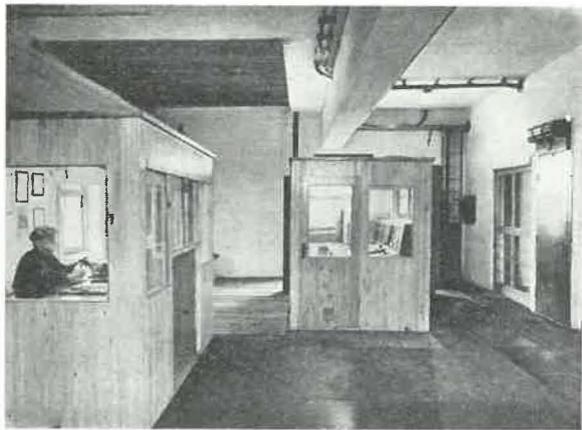


Fig. 6. — Une des commandes à distance installées à la station de réception.

Les communications par téléphone ou haut-parleur sont normalement assurées dans les deux sens, avec la cage.

Les machines des treuils de cage peuvent être commandées, soit de la cage elle-même, soit des stations, par bouton-poussoir. Au début et à la fin d'un poste, lorsqu'un grand nombre d'hommes doivent descendre ou remonter, la direction de la mine charge ordinairement un homme de surveiller l'embarquement et le débarquement et d'actionner les boutons-poussoirs. En d'autres moments, les personnes appelées à se déplacer commandent à volonté les déplacements dans le puits. A chaque envoi et dans la cage, il y a

un bouton-poussoir, avec panneau indicateur du type en usage habituel pour les ascenseurs. Ce tableau comprend un bouton-poussoir pour chaque niveau desservi et un bouton d'arrêt en cas d'urgence. Si quelqu'un désire se rendre d'un étage à un autre, il appuie sur le bouton d'appel de la station, il pénètre dans la cage, ferme les portes et appuie, dans la cage, sur le bouton convenant pour l'étage où il désire aller. Le système offre une sécurité complète, car la cage ne peut se déplacer que si les portes du puits et de la cage sont toutes fermées.

Lorsque quelqu'un est entré dans la cage et a fermé les portes, un relais de temporisation entre automatiquement en fonctionnement et empêche que la cage ne soit appelée à un autre étage, avant que la personne qui s'y trouve n'ait disposé d'un temps raisonnable pour actionner le bouton-poussoir de la cage.

A la mine de Bodas, on a introduit une limitation supplémentaire, qui empêche de rappeler vers un autre étage une cage arrivée à un étage déterminé, tant que l'on n'a pas appuyé sur un bouton de déclenchement installé à l'envoi. La machine d'extraction peut également être commandée de n'importe quel niveau, sans personne dans la cage, pour transporter les wagonnets d'un étage à l'autre; il suffit d'appuyer à l'étage d'expédition sur le bouton correspondant à l'étage vers lequel on désire envoyer la cage.

Les commandes de ce genre se sont montrées d'une telle régularité de fonctionnement que l'on ne prévoit plus que le minimum de dispositions pour la commande manuelle. Celle-ci n'est utilisée que dans un but d'inspection ou après un déclenchement fortuit; dans ce cas, la machine doit être remise sous commande manuelle, avant de pouvoir à nouveau fonctionner automatiquement. Ceci assure le repérage de toute défectuosité dans l'appareillage de commande automatique. Des dispositions sont prises sur place pour faire face à ces éventualités.

## II. — DETAILS TECHNIQUES.

### CABLES

#### Type.

Les câbles en usage sont composés de torons plats, à l'exception de ceux de Kiruna, où l'on préfère les câbles à torons ronds de composition Seale. Aucun câble clos n'est en usage, probablement parce qu'ils ne sont pas normalement fabriqués en Suède et parce que la nécessité de leur emploi ne s'est pas fait sentir. Les câbles ne sont pas graissés, mais on utilise couramment des câbles galvanisés lorsque les conditions du puits présentent un danger de corrosion.

#### Facteur de sécurité.

Les prescriptions réglementaires sont en cours de revision. Mais actuellement, pour les engins servant uniquement à la translation du personnel, le facteur de sécurité basé sur l'effort au freinage

doit être de 8 si la cage est munie de dispositifs parachutes et de 10 en l'absence de tels dispositifs. Pour les engins servant à la translation du matériel aussi bien que du personnel, le facteur de sécurité pour le personnel ne peut être inférieur aux chiffres indiqués ci-dessus et, pour le matériel, il ne peut être inférieur à 6 lorsque la cage est munie de dispositifs parachutes, ou 8 lorsqu'elle en est dépourvue. Pour les engins ne devant pas servir à la translation du personnel, il n'y a pas de prescriptions réglementaires, mais il est d'usage de prévoir un facteur de sécurité d'au moins 6.

#### Rapport entre les diamètres de câbles et de tambour.

Lors de l'établissement des projets de tambours et poulies, on prévoit un rapport du diamètre du

câble au diamètre du tambour de 1/80 au minimum, se basant sur le diamètre du câble qui sera utilisé pour la profondeur maximum; tout ceci dans le cas où il n'existe pas de poulies de déflexion. On adopte un rapport de 1/90 s'il y a une telle poulie. La pression maximum prévue sur la surface de roulement, avec des câbles toronnés et pour les conditions d'utilisation les plus dures, est de 19 kg/cm<sup>2</sup> ou, de préférence, 17,5 kg/cm<sup>2</sup>. Aucune des installations d'extraction installées à ce jour ne travaille à sa profondeur maximum et, par conséquent, cette pression n'a pas été atteinte. Aucune expérience n'a été faite pour savoir si ces pressions relativement élevées provoqueront une usure excessive de la surface de roulement sous l'action des câbles toronnés.

#### Durée de vie des câbles et inspections.

Il n'existe pas de limite réglementaire à la durée de vie des câbles. Néanmoins, après deux ans d'emploi, les exploitants eux-mêmes font inspecter complètement les câbles, généralement par le fabricant ou toute autre personne indépendante et compétente qui peut donner un avis sur leur maintien en service. Il n'y a pas d'exemple de câble ayant résisté moins que cette période. A la mine de Bodas, la durée maximum est de 5 ans et la durée moyenne, environ 4 ans. Ces durées se comparent très favorablement avec la limite réglementaire actuelle de deux ans, sujette à prolongation si l'état du câble reste bon, imposée en Grande-Bretagne pour les câbles de machine Koepe. Mais, les câbles à Bodas ne supportent qu'une charge relativement légère. A Kiruna, les installations d'extraction ne fonctionnent pas depuis assez longtemps pour qu'une évaluation exacte de la durée de vie des câbles ait pu être retirée.

Les câbles sont examinés, chaque semaine, par un délégué de l'exploitant et par une personne compétente agréée par le « Bergmastare » (administration des mines). On n'effectue pas de rattachage des câbles.

#### Fixation des câbles d'extraction.

Dans les petites installations, chaque câble est replié autour d'un œillet et serré sur lui-même au moyen de « brides Bulldog ».

Dans les plus grandes installations visitées, le dispositif utilisé, à l'extrémité du câble côté engin de translation, consistant en attache de câble du type à autoserrage, est représenté à la figure 7. À l'extrémité côté contrepoids, on utilise généralement des attaches de câble spéciales en métal blanc. Les attaches sont filetées et munies d'écrous pour permettre de régler la longueur de câble.

#### Dispositifs d'égalisation.

Jusqu'à présent, on considère comme désirable d'installer un dispositif d'égalisation que l'on intercale à la fixation du câble sur l'engin de translation. Le dispositif d'égalisation utilisé est de construction simple, comme on le voit à la



Fig. 7. — Attache de câble du type auto-serrage.

figure 8. Une particularité importante réside dans la pose de deux colliers de sécurité, comme protection en cas de rupture de la pièce unique de suspension de l'engin de translation lui-même. L'égalisation initiale des câbles est réalisée en les réglant de façon à amener les leviers d'égalisation à l'horizontale et en effectuant les réajustages éventuellement nécessaires, après que l'allongement initial des câbles se soit produit.

Il semble ne se produire aucun mouvement du dispositif d'égalisation dans des conditions de service normal, lorsqu'on observe en surface et au fond du puits.

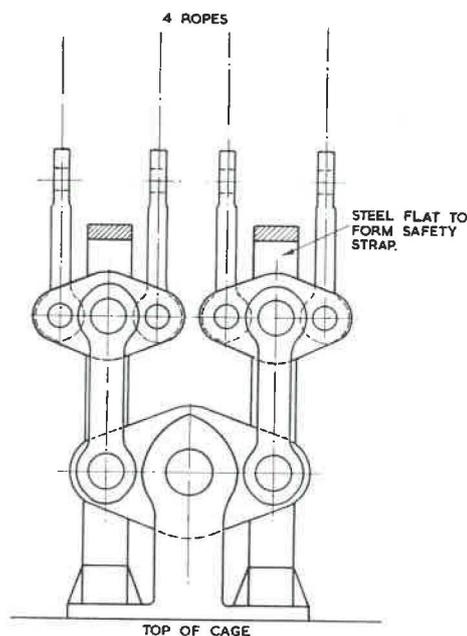


Fig. 8. — Dispositif d'égalisation : a) 4 câbles; b) collier de sécurité en plat d'acier; c) sommet de la cage.

Il a été établi cependant que, si un levier d'égalisation s'incline sur l'horizontale, au cours du fonctionnement normal, cela indique la nécessité d'ajuster le câble.

Normalement, les câbles sont fabriqués d'une seule longueur que l'on coupe suivant le nombre de longueurs exigées pour l'installation. On procède ainsi pour tenter d'assurer l'uniformité des modules de câbles et des autres facteurs d'allongement.

**Comportement des câbles.**

Les mouvements des câbles observés étaient doux et sans vibrations ou oscillations exagérées. On ne les a pas vus se toucher, bien que la distance entre eux soit seulement de 15 ou 20 cm suivant la dimension des attaches. Un cheminement des câbles, distinct d'un glissement, se manifeste sur les tambours, tout particulièrement lors de la translation de charges variables équilibrées par un contrepoids. Il est nécessaire d'installer un dispositif de compensation du cheminement pour pouvoir synchroniser périodiquement l'engin de translation avec les dispositifs de commande et de protection qui sont entraînés par l'arbre du tambour. Cette synchronisation est généralement effectuée au niveau de l'étage le plus fréquemment utilisé. Dans le cas du système à simple engin de translation et contrepoids, lorsque plusieurs étages sont desservis, il peut être nécessaire d'assurer la synchronisation à plus d'un étage. Si on ne le fait pas et si beaucoup de translations s'effectuent entre des étages où la synchronisation n'est pas assurée, des erreurs dues à des cheminements excessifs peuvent apparaître, tout particulièrement avec de faibles charges qui provoquent un cheminement progressif vers le contrepoids. Comme les câbles sont fixés de façon rigide à leur extrémité côté contrepoids, toute tendance à un cheminement relatif entre câbles se compense automatiquement et ce phénomène n'entraîne pas une usure excessive des garnitures d'adhérence.

**Rainures d'adhérence.**

Les rainures d'adhérence sont garnies de couches alternées de cuir chrome et vert spécialement sélectionné, imprégnées et comprimées en blocs en forme de queue d'aronde. Ces blocs sont fixés au tambour par des coins en bois, comme on le voit à la figure 9. La durée de vie en est généralement de 4 ans environ. Le calcul de la machine d'extraction est basé sur un coefficient de frottement de 0,2 entre le câble et les garnitures d'adhérence. Sous des efforts statiques, on adopte généralement un rapport de tension du câble de 1,5/1 et il ne s'est pas présenté de cas de glissement.

**Câbles d'équilibre.**

Toutes les installations visitées comprenaient des câbles d'équilibre. On peut cependant parfois se dispenser de les utiliser, tenant compte des

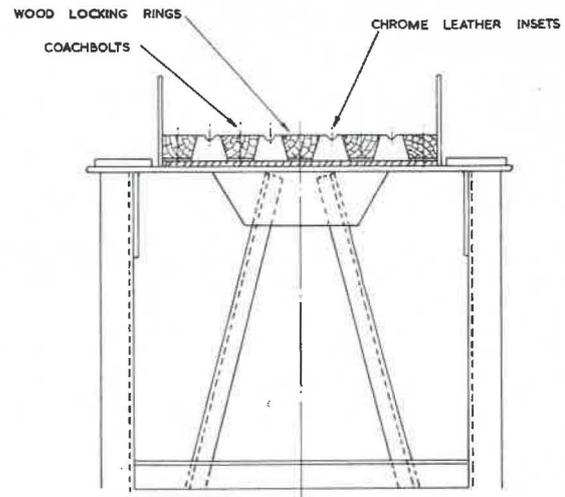


Fig. 9. — Disposition typique des rainures d'adhérence sur un tambour de treuil pour 4 câbles : a) anneau de calage en bois; b) boulons tire-fonds; c) pièces rapportées en cuir chrome.

caractéristiques de glissement de l'installation, dans le cas où l'on adopte le système à engin de transport unique et contrepoids, et lorsque la profondeur est faible.

Les câbles utilisés sont généralement plats, sauf à Kiruna où les câbles installés sont ronds, anti-giratoires, avec accouplements pivotants à une extrémité. Il y a le même nombre de câbles d'équilibre que de câbles principaux, et ils ont les mêmes diamètres et le même poids spécifique.

A Boliden fonctionnent deux installations d'extraction avec skip basculant. On y utilise des câbles d'équilibre de poids excessif, de façon à fournir une charge supplémentaire au câble du skip pendant l'opération de déchargement du skip. On assure ainsi la sécurité contre le glissement au cours du déchargement du minerai quand une partie du poids du skip est supportée par les guides.

Au fond du puits, les câbles d'équilibre sont guidés par de gros madriers de bois traversant les boucles. Les câbles d'équilibre multiples ne provoquent pas de difficultés.

**Pose et remplacement des câbles.**

Les directives pour la pose et le remplacement des câbles d'extraction et d'équilibre sont données en annexe, à la fin de cette note.

**PARTIE MECANIQUE  
DU TREUIL D'EXTRACTION**

La figure 10 montre une disposition typique des arbres et paliers.

**Tambour.**

Les tambours sont construits en assemblages, avec des surfaces de freinage qui en font partie intégrante. Les bras sont en profilés U, soudés à un moyeu en acier coulé qui est emboîté, à ser- rage, sur l'arbre. Il n'y a pas de clavettes ajustées.

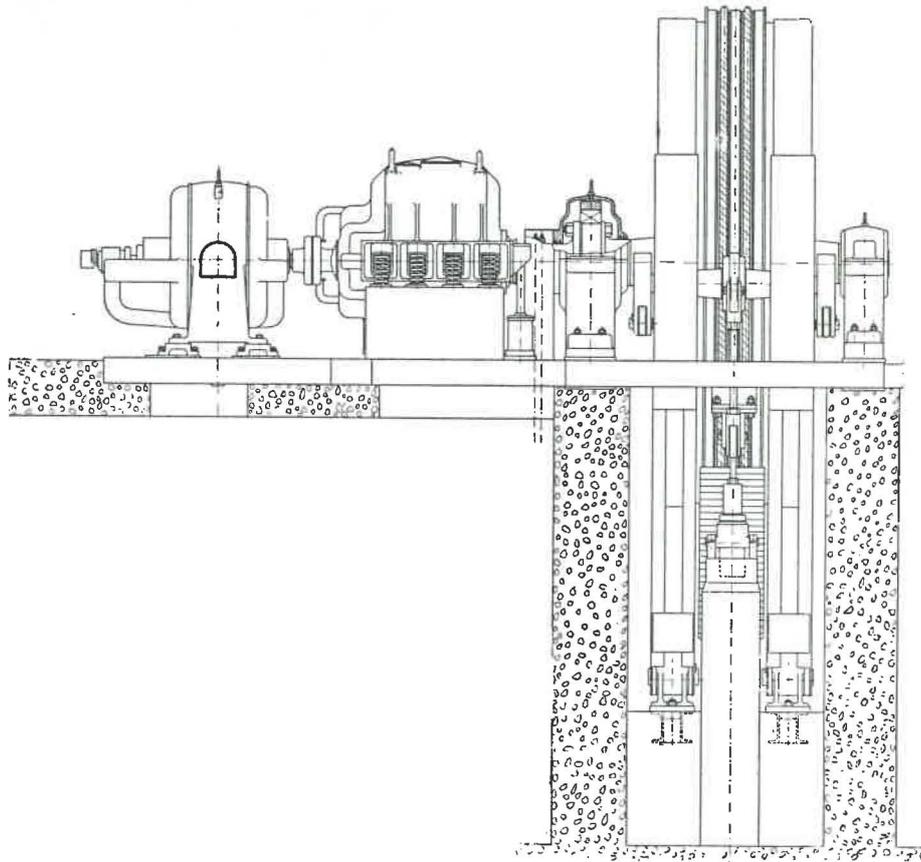


Fig. 10.

### Poulies guides.

Lorsqu'elles sont utilisées, les poulies guides sont en assemblages légers, et il n'a pas semblé nécessaire de les munir de rainures pour éviter le glissement de la poulie dans les cas de freinage. Les poulies, montées sur buselures, sont folles sur un arbre qui tourne dans des paliers à rouleaux.

### Arbre et paliers du tambour.

Les demi-accouplements sur les arbres du tambour à friction et du réducteur sont forgés d'une pièce avec ses arbres, emboîtés et assujettis au moyen de boulons ajustés. Les paliers sont tous du type à rouleaux avec supports de roulement sphériques. L'accouplement entre les arbres du tambour et du réducteur est maintenu par une armature dans le support du palier.

L'expérience de l'emploi de paliers à rouleaux sur les machines d'extraction, en Suède, a été bonne. Mais, la charge maximum supportée ne dépasse pas 40 t. Des paliers à rouleaux de types démontables n'ont pas été utilisés.

### Réducteur et entraînement.

Toutes les machines d'extraction, à friction, installées sur des tours sont entraînées par l'intermédiaire de réducteurs doubles ou triples.

Les carters de réducteurs sont montés sur ressorts, ce qui élimine toute possibilité d'apparition

dans les engrenages, de tensions provoquées par des déformations de l'arbre du tambour, et ce qui permet de tolérer une légère déformation de la tour ou un certain tassement des fondations, etc. La figure 11 représente un réducteur de ce genre. Une autre propriété intéressante est que les ressorts du carter atténuent les pointes de charge qui se produisent au démarrage et au freinage, et qu'ils absorbent partiellement l'inertie du moteur lorsque l'on applique le freinage mécanique. Ceci réduit les efforts induits dans les engrenages, tout particulièrement en cas d'application des freins de secours. Des cylindres amortisseurs spéciaux éliminent l'oscillation du réducteur.

Dans de petites installations, comme celle représentée à la figure 12, on utilise des blocs moteur-réducteur. Le moteur, vertical, est fixé par une bride sur le réducteur, et l'ensemble du groupe moteur-réducteur est porté par l'arbre du treuil de façon que treuil, réducteur et moteur restent alignés l'un par rapport à l'autre. Une amarre est prévue entre le carter du réducteur et le support du treuil de façon à empêcher toute rotation du groupe autour de l'arbre à faible vitesse. Ce dispositif d'entraînement en porte-à-faux occupe peu de place et convient parfaitement pour de petits treuils.

Des réducteurs de ce type sont en service depuis 1937 et leur fonctionnement a été sans incident. Il y en a actuellement environ 40 en service,

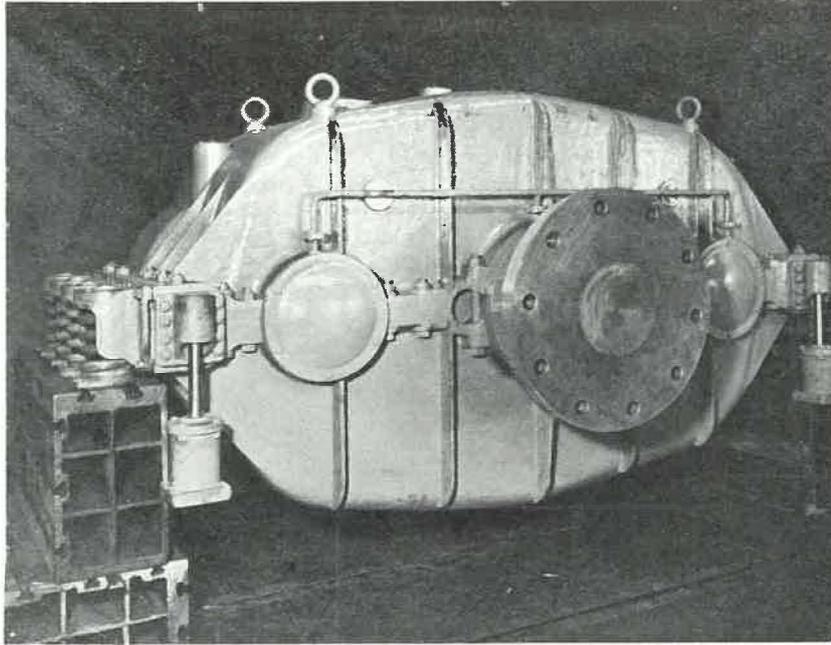


Fig. 11. — Exemple typique de suspension à ressorts d'un réducteur de machine d'extraction à friction, à câbles multiples.

Ils autorisent une économie d'espace et de poids et permettent l'emploi de moteurs à vitesse la plus élevée admissible pour une puissance donnée; la dimension des moteurs peut ainsi être maintenue au minimum.

*Freins.*

Les freins sont calculés pour retenir trois fois la charge maximum non équilibrée ou pour imposer à cette charge, en cours de descente, une accélération négative de 2 m/sec<sup>2</sup>. Chaque machine d'extraction est équipée de deux freins

indépendants, assurant chacun 50 % du couple voulu. Ils agissent sur des surfaces de freinage distinctes, une à chaque extrémité du tambour. Ils sont actionnés par air comprimé tant pour le service normal que pour le freinage de secours, mais les dispositions sont prises pour assurer le serrage des freins par des poids ou des ressorts dès qu'une chute de pression d'air comprimé se manifeste. La figure 13 représente la disposition d'un frein de ce genre.

Tout le freinage nécessaire au cours d'un trait normal se fait électriquement. Le frein mécanique n'est utilisé que pour assurer l'arrêt complet et maintenir la machine à la fin du trait. On ne dispose pas d'un levier de frein distinct : le frein est appliqué, par l'intermédiaire d'une vanne électro-magnétique, lorsque le levier de commande électrique est amené sur la position « arrêt », en commande manuelle, et lors de la fermeture d'un relais fin de course dans le puits, en commande automatique.

En ce qui concerne l'installation électrique, les dispositifs automatiques ont montré, à l'expérience, une sécurité et une régularité de fonctionnement supérieures à la commande manuelle. Cette dernière n'est plus utilisée que pour des usages spéciaux : inspections, vérifications, etc. D'une façon générale, la commande, même manuelle, s'effectue toujours à distance de la machine qui fonctionne normalement sans surveillance aucune.

Pour les opérations normales, la commande est réalisée par boutons-poussoirs, indifféremment à partir de tous les étages ou de la surface. Toutes les sécurités d'usage courant pour les ascenseurs d'immeubles sont adoptées et complétées par d'autres dispositifs allant jusqu'aux cellules photo-

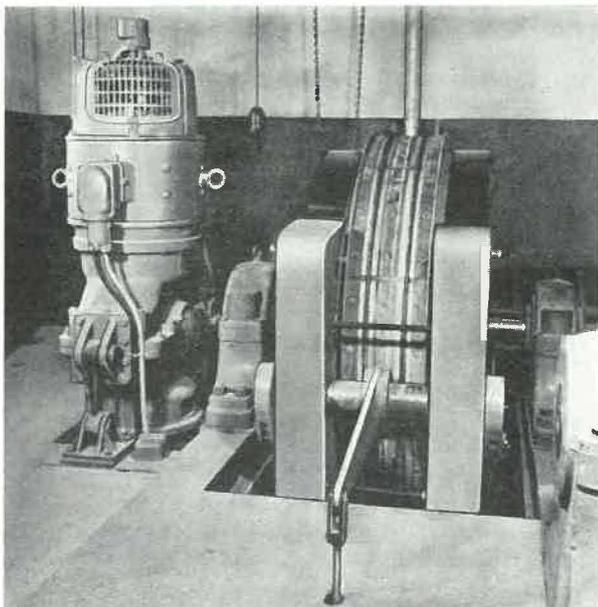


Fig. 12. — Machine d'extraction, à friction, à deux câbles, avec mécanisme d'entraînement en porte-à-faux.

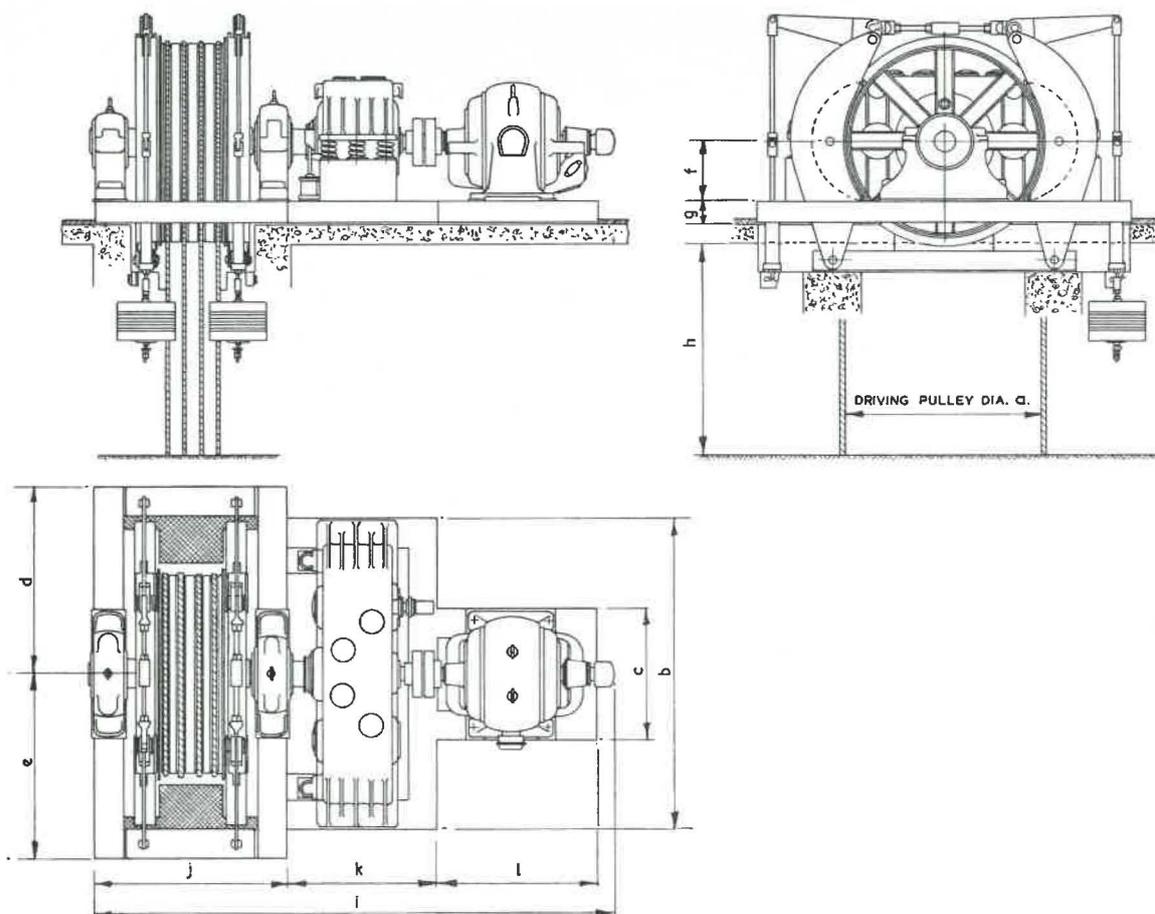


Fig. 13. — Vue schématique générale d'une machine d'extraction, à friction, à 4 câbles, montrant le système de freinage.

électriques devant les portes de puits des plus grandes installations. La commande à partir de la cage elle-même exige l'aménage jusqu'à celle-ci d'un câble souple, ce qui en limite l'utilisation à une profondeur de 600 m maximum. Pour des profondeurs plus grandes, un dispositif étudié permettrait de commander les opérations à l'avance, de l'envoyage et de n'amorcer la succession des opérations, au moyen d'un dispositif mécanique, qu'après avoir pénétré dans la cage.

Certaines installations d'extraction par skip, les plus récentes, peuvent fonctionner indéfiniment de façon entièrement automatique, tant qu'il y a du minerai dans la trémie de chargement, au

fond, et que la trémie de déchargement, à la surface, n'est pas engorgée.

Avec les machines à montage Ward-Léonard, tout le ralentissement s'obtient par freinage dynamique électrique; le frein mécanique n'est serré que pour assurer l'immobilité à l'arrêt. Pour la commande manuelle, le levier de frein est supprimé, les freins se serrent en mettant le levier de commande électrique sur la position « arrêt ».

Les régulateurs mécaniques contrôlant la vitesse sont remplacés par un appareil électrique dont l'organe essentiel est un générateur tachométrique qui permet de suivre avec précision la caractéristique de ralentissement imposée.

### III. — CONCLUSIONS

Bien que les vitesses de translation et les puissances des installations d'extraction visitées en Suède ne soient pas comparables aux installations plus importantes qui seraient nécessaires en Grande-Bretagne, certaines caractéristiques concernant les câbles et les machines sont comparables. Le bon fonctionnement des installations d'extraction, les échanges de vues avec les techniciens chargés de leur fonctionnement et du calcul des installations importantes en cours de

fabrication, l'expérience allemande à Hanovre, l'usage courant pour les ascenseurs d'immeubles et les considérations théoriques indiquent tous que l'extraction par friction, à câbles multiples, est utilisable, économique et au moins aussi sûre que celle à câble unique, et qu'elle devrait être appliquée dans des mines de Grande-Bretagne.

L'expérience suédoise de roulements à rouleaux sur les machines d'extraction où la charge totale supportée ne dépasse pas 40 t est satisfaisante.

Plusieurs machines d'extraction, avec roulements à rouleaux, sont cependant en fabrication pour des charges supportées allant jusque 80 t environ. Certaines machines convenablement adaptées devraient être équipées de roulements à rouleaux, en Grande-Bretagne, à titre d'expérience.

En Suède, il est d'usage courant d'employer des câbles toronnés, avec des garnitures d'adhérence, en cuir, prévues pour des limites de pression superficielles relativement élevées : 17,5 à 19 kg/cm<sup>2</sup>, contre 14 et 16 kg/cm<sup>2</sup> dans d'autres pays. Aucune installation n'a encore atteint la profondeur maximum prévue et, par conséquent, ces pressions n'ont pas encore été atteintes. On ne dispose donc d'aucune expérience pour savoir si l'usure des garnitures sera admissible ou excessive. En Grande-Bretagne, des câbles clos de 44 mm de diamètre ont donné satisfaction, depuis plus de 20 ans, sur la machine d'extraction Koepe, à câble unique, de Murton. Ils prennent appui sur une surface en bois d'orme qui ne s'use que de 25 mm en dix ans. Cette expérience est en faveur de la thèse suivant laquelle les câbles clos, avec rainures en bois d'orme, autorisent des pressions superficielles plus élevées et conviennent mieux que les câbles toronnés pour les installations à câbles multiples. Leur emploi se recommande par conséquent.

Le type de serre-câbles utilisé pour les câbles toronnés, en Suède, ne serait pas satisfaisant pour les câbles clos, à cause du petit rayon suivant lequel le câble doit être recourbé. Il serait nécessaire d'étudier d'autres types de serre-câbles, tenant compte des besoins de réglage du câble et de tout raccourcissement réglementaire.

Des dispositifs d'égalisation de charge des câbles multiples sont installés en Suède. D'autre part, des dispositifs de ce genre ont été expérimentés et puis retirés, dans une installation en Allemagne, que l'on a actuellement équipée d'un appareil pour mesurer l'effort maximum dans chacun des câbles multiples. Etant donné l'absence totale d'expérience concernant les câbles multiples, en Grande-Bretagne, et le peu d'expérience ailleurs, il semble prudent de prévoir des dispositifs d'égalisation dans les installations pilotes et de prendre des dispositions pour mesurer les efforts dans les câbles, dans les conditions de travail, de façon à recueillir les renseignements nécessaires sur lesquels on puisse baser les décisions concernant l'usage futur.

Il est intéressant de supprimer les poulies de renvoi et la courbure inverse qu'elles provoquent. Le diamètre minimum du tambour de friction reste cependant fonction de la pression superficielle, du coefficient de flexion et du coefficient de sécurité du câble. Les prescriptions réglementaires particulières, relatives aux machines d'extraction Koepe pour puits verticaux, devraient être révisées, en tenant compte de tous ces éléments.

Il faudrait étudier la méthode suédoise d'emboîter les tambours à serrage, sur les arbres, sans clavettes. Le réducteur de précision, monté sur

ressorts, à deux ou trois étages de réduction, tel qu'il est utilisé en Suède pour l'entraînement des machines à friction installées sur des tours, est peu encombrant, intéressant et très bien adapté à cet usage. Les vitesses de translation relativement plus élevées, qui sont d'usage courant en Grande-Bretagne, combinées avec de petits tambours de friction pour câbles multiples, permettraient l'emploi de réducteurs à un seul étage dans la plupart des cas, même si l'on utilise des moteurs à grande vitesse. Par conséquent, le type de réducteur simple, monté sur ressorts, récemment mis au point en Suède, peut avoir un vaste champ d'utilisation pour des machines à friction installées sur des tours. Il faut cependant envisager d'autres dispositifs que le réducteur monté sur ressorts, par exemple :

- a) des moteurs à accouplement direct, avec armatures en porte-à-faux, qui sont simples, plus petits, plus facilement maniables et plus économiques avec les machines à câbles multiples qu'avec les machines à câble unique équivalentes;
- b) un réducteur rigide, accouplé à l'arbre du tambour par un accouplement flexible à denture interne, ou un quelconque système d'entraînement flexible.

Il sera nécessaire de modifier les méthodes décrites pour la pose et le remplacement des câbles, afin de les adapter aux conditions locales. Il ne serait généralement pas indispensable de disposer d'un matériel spécial pour changer de câble ni d'augmenter la puissance du moteur d'extraction ou des freins, au delà de ce qu'exige le travail normal. Dans le but de ne pas dépasser ces limites, lors de la pose des câbles, il peut être nécessaire de descendre, non pas la cage, au fond du puits, mais le contrepoids qui peut être manipulé en plusieurs sections. Dans certaines installations avec deux cages ou deux skips, il peut être nécessaire d'installer un contrepoids provisoire et de le remplacer par la cage ou le skip, lorsqu'il est remonté à la surface, après la pose des câbles. D'autres méthodes de remplacement de câbles, que l'on peut adopter, sont indiquées.

La commande par boutons-poussoirs, tant pour l'extraction du minerai que pour la translation du personnel, s'est montrée utilisable et d'un fonctionnement sûr, en Suède, pour des vitesses de translation d'environ 5 m/sec et des profondeurs de 600 m. Il ne semble pas y avoir de raison d'exclure la commande par boutons-poussoirs avec des vitesses de translation plus élevées et des profondeurs plus grandes, pour autant que l'appareillage soit bien conçu en vue de sa fonction, qu'il assure la sécurité et que la commande manuelle puisse toujours être mise en service en cas de nécessité. Il faudrait, par conséquent, expérimenter l'extraction du minerai commandée par boutons-poussoirs, en Grande-Bretagne. Si les résultats des expériences sont tout à fait satisfaisants, il conviendra d'envisager la translation du personnel avec commande par boutons-poussoirs.

La simplification de commande qui résulte de l'adoption d'un levier unique est un élément intéressant qui facilite la sécurité de conduite manuelle de la machine d'extraction.

En cas d'adoption de la commande à distance ou par boutons-poussoirs, il est important de munir les freins mécaniques des dispositifs d'enclenchement assurant les fonctions suivantes :

- serrage du frein de secours si le frein de service ne développe pas un effort de retenue suffisant endéans un délai limité après l'immobilisation de la machine;
- coupure de l'alimentation électrique de la machine d'extraction et serrage du frein de secours si le frein de service n'est pas complètement ouvert endéans un temps limité après que les commandes ont été actionnées pour faire démarrer la machine;
- serrage du frein de secours si la pression du fluide assurant le fonctionnement du frein

tombe en dessous du minimum indispensable pour la sécurité de marche de l'installation;

- serrage du frein de secours dans le cas de défauts quelconques concernant tout fluide ou tout autre auxiliaire indispensable au fonctionnement correct du mécanisme automatique.

La commande automatique simplifiée, pour machine à courant alternatif telle qu'elle est utilisée en Suède, suffirait dans les puits où ne se présentent pas de gros efforts avec charge descendante. Là où il faut faire face à de tels efforts importants avec charge descendante, une forme simplifiée de freinage dynamique réduirait l'usure des freins mécaniques et mériterait d'être étudiée. L'emploi de résistances de rotor à commande par contacteur devrait être étudié de préférence aux rhéostats à liquide, pour l'extraction automatique.

#### IV. — ANNEXE

### DIRECTIVES POUR L'INSTALLATION ET LE REMPLACEMENT DES CABLES

#### POSE DES CABLES

##### Câbles d'extraction.

1. Un câble pilote est tiré du sol jusqu'à la machine d'extraction dans le compartiment du câble de contreponds. Ce câble est passé dans un trou de la poulie d'entraînement de la machine, puis replié autour du moyeu et serré par des brides.

rive jusqu'au niveau de la surface, au lieu d'utiliser un câble pilote.

2. On actionne le moteur de la machine d'extraction pour enrouler le câble pilote sur la poulie d'entraînement. On peut de cette façon tirer suffisamment le premier câble d'extraction, dans la salle des machines, pour pouvoir le fixer au moyeu de la poulie d'entraînement (si l'on utilise

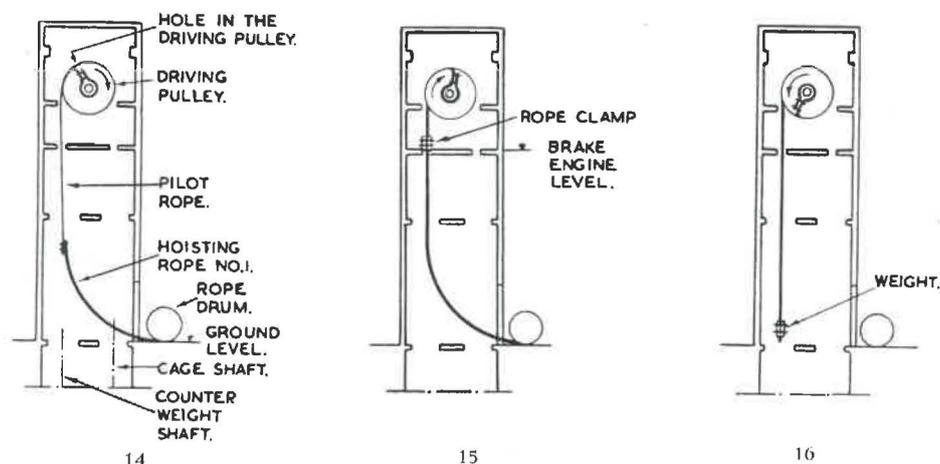


Fig. 14, 15 et 16.

Hole in the driving pulley = trou dans la poulie d'entraînement  
 Driving pulley = poulie d'entraînement  
 Pilot rope = câble pilote  
 Hoisting rope n° 1 = câble d'extraction n° 1  
 Rope drum = bobine de câble

Ground level = niveau de la surface  
 Cage shaft = passage de la cage  
 Counter weight shaft = passage du contreponds  
 Rope clamp = serre-câble  
 Brake engine level = niveau du mécanisme de frein  
 Weight = poids.

Après cette opération, le premier câble d'extraction est attaché au câble pilote par des serre-câbles (fig. 14).

On peut utiliser un petit treuil, dont le câble passe au-dessus de la poulie d'entraînement et ar-

un treuil auxiliaire, on commande simultanément le treuil et le moteur d'extraction).

Le câble est fixé au châssis à molettes, près de la machine d'extraction, au moyen d'un serre-câble semblable à celui représenté à la figure 29.

Le câble est alors détaché du câble pilote qui est ensuite déroulé et retiré.

Les rainures d'adhérence de la poulie d'entraînement sont alors recouvertes d'une protection en bois. Ensuite, on tire l'extrémité libre du câble d'extraction par le trou, dans la poulie. On la replie autour du moyeu et on la serre par des brides (fig. 15).

3. Le serre-câble est enlevé et le câble est enroulé sur la poulie d'entraînement jusqu'à ce que son autre extrémité soit libérée de la bobine de câble.

Le câble est à ce moment enroulé de façon assez lâche sur la poulie. Dans le but de l'enrouler de façon plus serrée, on y suspend un poids, puis le câble avec son poids sont descendus dans le puits et ensuite réenroulés (fig. 16). Le poids empêche le câble d'osciller et de s'accrocher dans le puits au cours de cette opération.

Pendant la dernière opération d'enroulement, il faut s'assurer que les tours de câbles se disposent bien l'un contre l'autre.

4. Après l'enroulement du câble, on enlève le poids et on munit le câble d'une cosse.

Le câble est attaché au contrepoids (ou à une des cages si l'installation d'extraction est à deux cages) (fig. 17).

6. Le câble est de nouveau enroulé sur la poulie d'entraînement, mais en sens inverse. On s'en sert ensuite pour descendre à l'étage du fond la bobine (ou les bobines) contenant le câble d'équilibre.

Ceci s'applique au cas d'une installation avec skip, sans cage.

Dans une installation avec cage, ou avec cage et skip combinés, on peut retarder la descente du câble d'équilibre jusqu'après fixation de la cage si la place disponible dans celle-ci permet de placer la bobine portant le câble d'équilibre.

7. Lorsque le câble d'équilibre a été descendu, on attache le câble d'extraction à la cage (fig. 20).

La cage est alors descendue jusqu'à l'étage du fond.

La cage est soutenue à une certaine distance au-dessus de l'étage du fond, distance qui correspond à l'allongement calculé pour le câble (environ 25 cm pour 100 m de câble) et, en plus, à la longueur voulue pour donner du mou dans le câble de façon à pouvoir l'attacher facilement au contrepoids (ou à l'autre cage).

(Pour assurer le contrôle parfait des opérations, pendant la descente de pièces lourdes, il peut être nécessaire de faire fonctionner la machine d'extraction avec les freins serrés.)

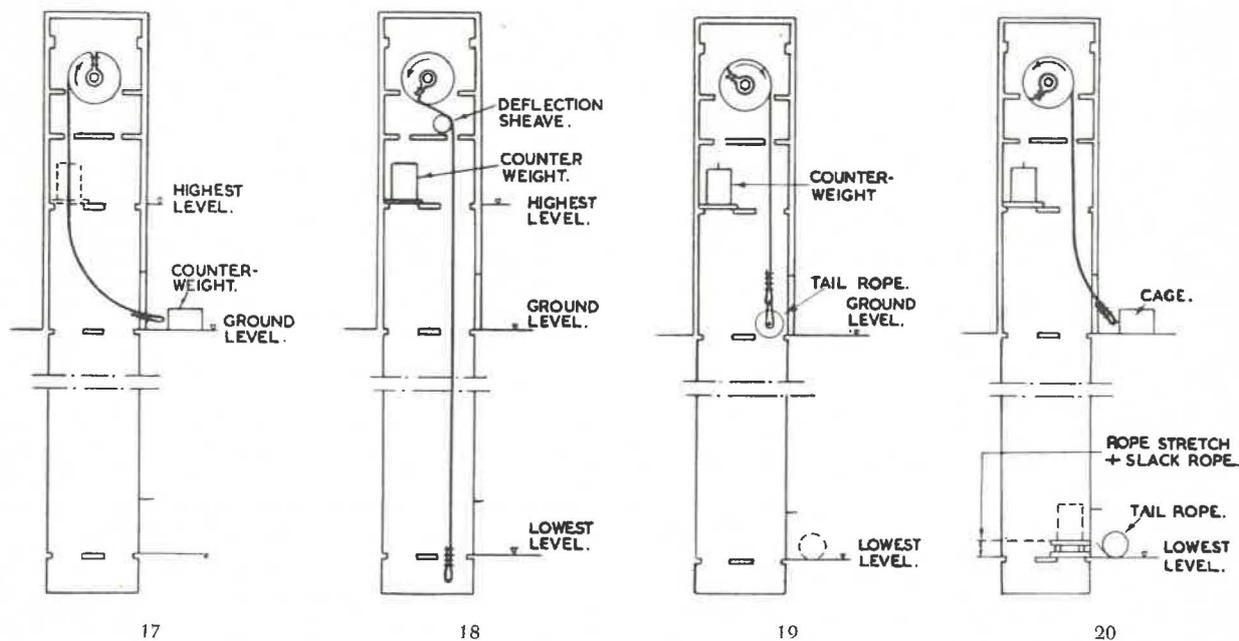


Fig. 17, 18, 19 et 20.

Highest level = niveau le plus élevé  
 Counter weight = contrepoids  
 Ground level = niveau de la surface  
 Deflection sheave = poulie de renvoi

Lowest level = étage inférieur  
 Tail rope = câble queue  
 Rope stretch + slack rope = allongement du câble + mou dans le câble.

Au moyen de la machine d'extraction, on remonte le contrepoids jusqu'à sa position la plus élevée, où on le fait reposer sur des poutres transversales.

5. Le câble est détaché du contrepoids, amené sur une poulie de renvoi et descendu de toute sa longueur dans le compartiment du puits réservé à la cage (fig. 18).

8. A partir de ce point, la méthode diffère suivant qu'on utilise une poulie pour câble unique ou pour câbles multiples.

a) Poulie à câble unique.

Le câble est fixé au châssis à molettes, à proximité de la machine d'extraction, au moyen d'un serre-câble représenté à la figure 29 et suffisamment résistant pour supporter le poids du câble.

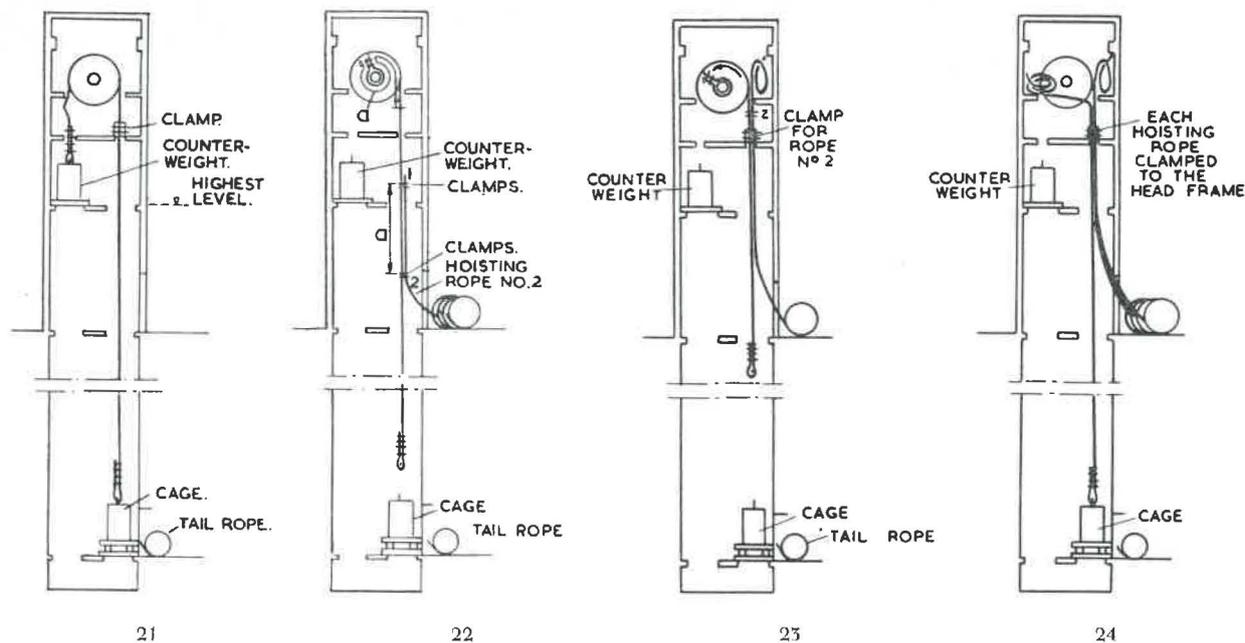


Fig. 21, 22, 23 et 24.

Clamp = serre-câble  
 Counter weight = contrepoids  
 Highest level = niveau le plus élevé  
 Tail rope = câble queue

Hoisting rope n° 2 = câble d'extraction n° 2  
 Clamp for rope n° 2 = serre-câble pour le câble n° 2  
 Each hoisting rope clamped to the head frame = attache de chaque câble au châssis à molettes.

Le reste du câble est déroulé de la poulie d'entraînement et lové sur le sol de la salle de machine.

Après enlèvement de la garniture de protection en bois, on dispose le bout libre du câble dans la rainure de la poulie d'entraînement; on le munit d'une cosse et on l'attache au contrepoids (fig. 21). Ensuite, on continue comme indiqué au n° 12 (voir plus loin).

#### b) Poulie à câbles multiples.

Le câble est détaché de la cage.

Ensuite, l'extrémité du câble d'extraction n° 2 est attachée au premier câble par des serre-câbles (1) (fig. 22).

Lorsque le câble a été remonté d'une hauteur (a) égale à la longueur nécessaire pour l'attacher autour du moyeu de la poulie d'entraînement, on l'attache de nouveau au premier câble, avec d'autres serre-câbles (2) (fig. 22).

Lorsqu'on tire les câbles d'extraction dans la salle des machines, on doit s'assurer qu'ils se présentent dans l'ordre voulu : avec câblage alternativement droit et gauche.

On continue alors suivant les indications du n° 9 ci-dessous.

9. On fait monter le câble jusqu'à ce que les premiers serre-câbles (1) arrivent à proximité de la machine où on les détache.

Après cela, le câble est remonté jusqu'à ce que les autres serre-câbles (2) arrivent au-dessus du niveau d'attache près de la machine. Le câble n° 2 est alors attaché au châssis à molettes (fig. 23).

L'extrémité libre du câble est déposée sur le sol de la salle des machines. Les autres serre-câbles

(2), qui tenaient les deux câbles ensemble, sont détachés. Après cela, on redescend le premier câble et on s'en sert pour faire monter tous les câbles d'extraction restants, de la même manière.

10. Lorsqu'on fait monter les extrémités de tous les câbles d'extraction dans la salle des machines et qu'on les a fixés à l'aide de serre-câbles, au châssis à molettes, on redescend le premier câble jusqu'au fond, où on le fixe définitivement à la cage.

Le câble est alors mis sous tension de façon que le levier d'équilibrage soit horizontal. Le câble est ensuite fixé au châssis à molettes à l'aide d'un serre-câble de façon suffisamment rigide pour porter son propre poids.

Le reste du premier câble est alors enlevé de la poulie d'entraînement et déposé en boucles sur le sol de la salle des machines (fig. 24).

11. L'extrémité libre du câble d'extraction suivant est attachée au moyeu de la poulie d'entraînement. Lorsqu'on a enroulé suffisamment de câble sur la poulie d'entraînement pour que son autre extrémité soit libérée de la bobine de câble, on la munit d'une cosse et la descend dans le puits pour la fixer à la cage.

Le câble est alors mis sous tension et fixé à l'aide d'un serre-câble au châssis à molettes, près de la machine. Après cela, on déroule le reste du câble qui était encore enroulé sur la poulie et on le dépose en boucles sur le sol de la salle des machines.

On procède de la même façon pour tous les câbles restants.

Après que l'on ait enlevé les garnitures de protection en bois de la poulie d'entraînement, on

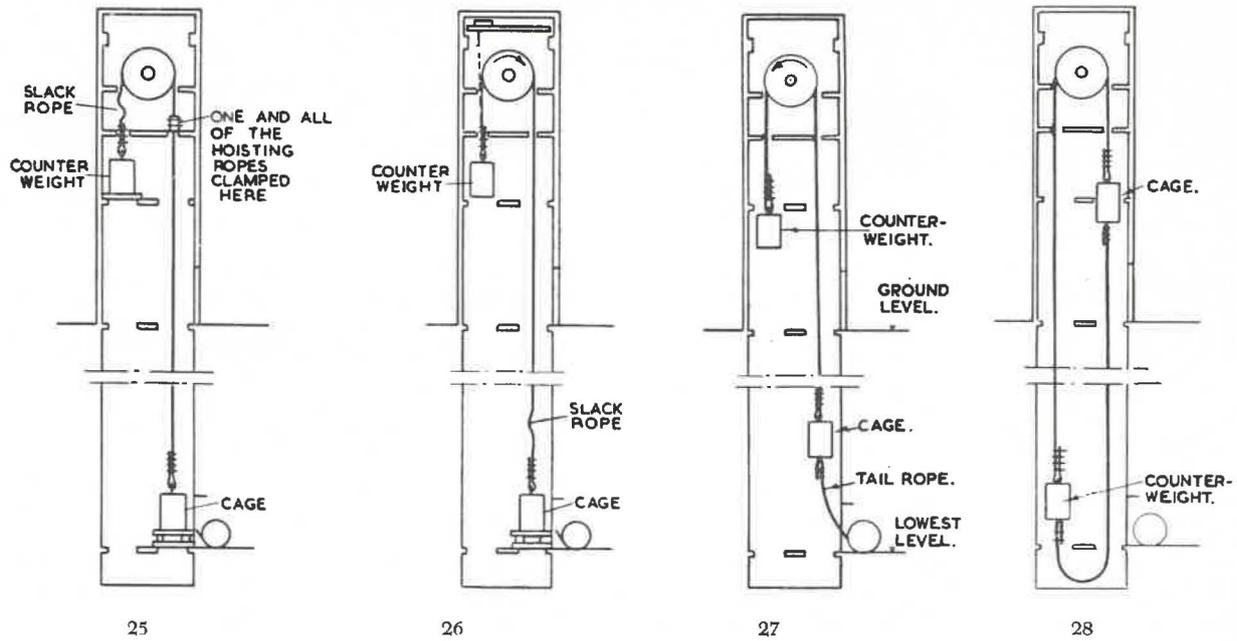


Fig. 25. 26. 27 et 28.

Slack rope = mou dans le câble  
 Counter weight = contrepoids  
 One and all of the hoisting ropes clamped here = attache des câbles d'extraction

Cage = cage  
 Ground level = niveau de la surface  
 Tail rope = câble queue  
 Lowest level = étage inférieur.

pose les extrémités libres des câbles dans les rainures correspondantes de la poulie d'entraînement. On règle les longueurs et on munit leur extrémité d'une cosse qu'on attache au contrepoids (fig. 25).

12. Après avoir attaché tous les câbles au contrepoids, on enlève les serre-câbles qui soutenaient les câbles. Ces derniers glissent alors vers le bas et se tendent du côté contrepoids.

On soulève alors le contrepoids au moyen de la machine d'extraction (et, au besoin, avec l'aide du pont roulant de la salle des machines) de façon à pouvoir enlever les supports qui étaient placés en dessous du contrepoids (fig. 26).

On descend alors le contrepoids jusqu'à ce que les câbles soient tendus et que la cage se soulève suffisamment pour permettre de retirer ses supports.

**Installation du câble d'équilibre.**

1. Le câble d'équilibre est muni de sa cosse et attaché sous la cage.

Ensuite, on manie la cage de façon à dérouler le câble d'équilibre de sa bobine et à le tirer vers le haut, dans le puits (fig. 27).

Si le câble d'équilibre comprend plusieurs câbles parallèles, on tire tous ces câbles ensemble, vers le haut.

Les indications ci-dessus se rapportent au cas d'une installation d'extraction avec contrepoids, où le couple maximum du moteur atteint deux fois le couple normal, et où le poids du câble (ou des câbles) est inférieur ou tout au plus égal à 1,5 fois la charge nominale.

Si le poids du câble d'équilibre dépasse 1,5 fois la charge nominale, ce câble doit être séparé en plusieurs câbles parallèles qu'on tire l'un après l'autre vers le haut.

Dans le cas d'une installation à deux engins de translation et lorsque le couple maximum du moteur atteint deux fois le couple normal, le poids du câble (ou des câbles) ne doit pas dépasser deux fois la charge nominale.

Si le poids du câble (ou des câbles) dépasse deux fois la charge nominale, on doit charger la cage descendante d'un poids égal à la différence entre le poids des câbles et deux fois la charge nominale.

Si le poids du câble dépasse trois fois la charge nominale, ce qui signifierait que le poids à placer dans la cage descendante devrait dépasser la charge nominale, le câble d'équilibre doit être séparé en plusieurs câbles parallèles que l'on tire l'un après l'autre.

2. Lorsque le contrepoids atteint l'étage inférieur, on règle la longueur du câble d'équilibre. On le munit alors d'une cosse et on l'attache en dessous du contrepoids (fig. 28).

**REPLACEMENT DES CABLES MULTIPLES**

**Première méthode**

1. Poser les engins de translation sur supports à la surface et au fond (fig. 31).

2. Détacher les câbles de l'engin du fond. Bloquer dans des serre-câbles en « A » (fig. 30), en dehors de la ligne de câble normale et détacher les câbles de l'engin de la surface. Couper en « B » et rejeter les petits bouts.

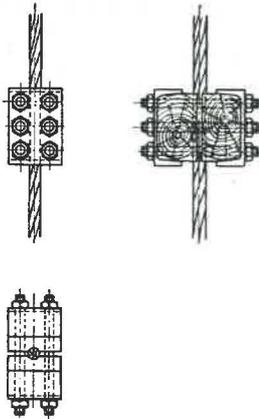


Fig. 29. — Serre-câble pour un seul câble.

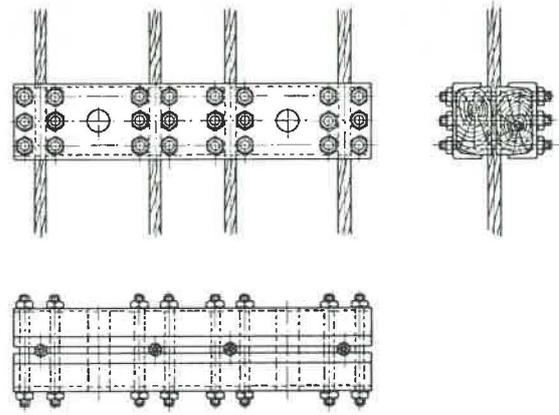


Fig. 30. — Serre-câble pour 4 câbles.

3. Dégager trois des câbles du tambour d'extraction et fixer le quatrième câble au tambour.

4. Détacher le serre-câble « A » du câble à enrouler. Enrouler sur une moitié du tambour d'extraction et simultanément enrouler le premier câble neuf sur l'autre moitié du tambour.

5. Descendre le premier câble neuf dans le puits et simultanément enrouler le premier vieux câble sur une bobine, à la surface, pour l'éliminer.

6. Bloquer le premier câble neuf dans un serre-câble en « A » lorsqu'il a été descendu, et le dégager du tambour d'extraction.

7. Répéter ces opérations jusqu'à ce que les quatre câbles soient installés.

8. Repasser les câbles par dessus le tambour d'extraction. Couper à longueur, préparer les bouts, fixer aux engins et régler.

**Deuxième méthode.**

1. Poser les engins de translation à la surface et au fond (fig. 32).

2. Bloquer les câbles en « A », détacher les câbles d'extraction des engins.

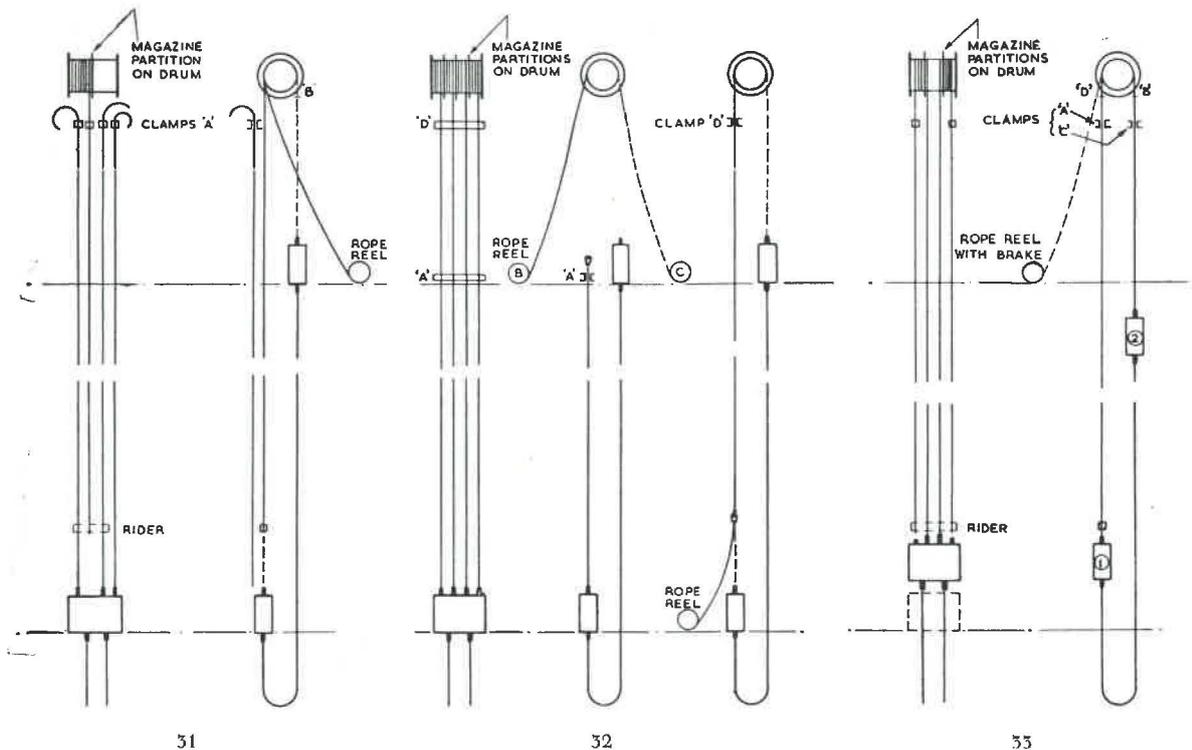


Fig. 31, 32 et 33. — Méthodes de remplacement des câbles multiples.

Magazine partition on drum = plateaux de séparation des surfaces d'emmagasinage sur le tambour

Clamp A	= serre-câble A
Rope reel	= bobines de câbles
Rider	= cavalier.

3. Couper au-dessus des serre-câbles et faire une boucle ou une chappe à l'extrémité libre. Eliminer les parties de vieux câbles se trouvant encore sur le tambour d'extraction.

4. Au moyen du treuil auxiliaire « C », tirer les nouveaux câbles de leurs bobines « B » par dessus le tambour d'extraction et les fixer au tambour.

5. Bobiner les nouveaux câbles sur le tambour d'extraction, préparer les bouts libres et les fixer aux vieux câbles.

6. Détacher les serre-câbles « A », descendre les vieux câbles, suivis par les nouveaux, dans le puits. Bobiner les vieux câbles dans le fond sur des bobines pour les éliminer.

7. Lorsque les nouveaux câbles ont été descendus, les fixer à l'engin du fond et les bloquer en « D ».

8. Détacher et préparer les bouts à la surface, les attacher à l'engin de la surface et régler.

Note : Les câbles peuvent être changés un à un ou simultanément suivant les conditions de poids et l'espace d'emmagasinage sur le tambour.

### Troisième méthode.

1. Bloquer les deux câbles extérieurs en « A », bloquer le dispositif d'égalisation s'il y en a un et détacher les deux câbles des engins de translation. Les couper en « B » et les fixer au tambour d'extraction. Eliminer les deux petits bouts (fig. 33).

2. Détacher les serre-câbles « A » et faire monter l'engin (1) jusqu'à la surface, en enroulant les deux câbles extérieurs sur le tambour d'extraction. Redescendre l'engin (1) en reprenant les deux câbles extérieurs sur des bobines pour les éliminer.

3. Au moyen d'un câble pilote, faire glisser les deux nouveaux câbles extérieurs par dessus le tambour d'extraction, préparer les bouts et fixer à l'engin (2).

4. Descendre l'engin (2) jusqu'au fond en maintenant les nouveaux câbles sous tension au moyen d'un frein appliqué à leurs bobines.

5. Bloquer les quatre câbles en « C ». Couper les deux nouveaux à longueur et préparer les bouts.

6. Soulever l'engin (1) sur vérins, fixer les nouveaux câbles extérieurs et détacher les deux vieux câbles intérieurs. Laisser descendre l'engin, jusqu'à ce qu'il soit soutenu par les nouveaux câbles.

7. Modifier la position des plateaux de séparation des surfaces d'emmagasinage. Couper les deux vieux câbles intérieurs en « D » et les fixer au tambour d'extraction. Eliminer les deux petits bouts.

8. Détacher les deux vieux câbles intérieurs de l'engin (2) et répéter les opérations de changement de câbles en plaçant cette fois les bobines de câbles du côté opposé du puits.

9. Lorsque tous les câbles sont placés, procéder au réglage final pour égaliser les tensions.

### REPLACEMENT DU CÂBLE D'EQUILIBRE

1. On amène à l'étage inférieur la bobine avec le nouveau câble d'équilibre ainsi qu'une bobine vide pour le vieux câble.

On détache l'ancien câble de la cage, on reprend sa cosse pour la mettre au nouveau câble et attacher ce dernier à la cage.

On fixe l'extrémité libre du vieux câble à la bobine vide (fig. 34).

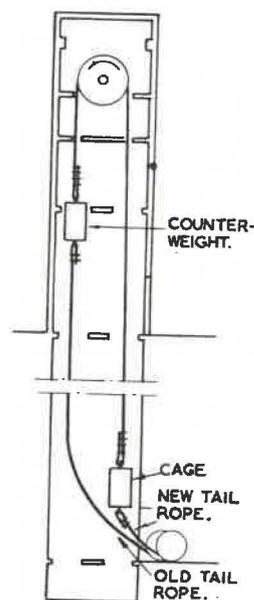


Fig. 34.

Counter weight	=	Contrepoids
Cage	=	Cage
New tail rope	=	Nouveau câble queue
Old tail rope	=	vieux câble queue.

2. Simultanément, on fait monter lentement la cage, on déroule le nouveau câble de sa bobine et on enroule le vieux câble sur la bobine vide.

Lorsque le contrepoids atteint l'étage inférieur, on enlève le vieux câble, puis on règle la longueur du nouveau et on l'attache à sa place.

(Si le câble d'équilibre est composé de plusieurs câbles, on les remplace tous simultanément.)

## L'Industrie Minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1954

par A. VAES,

Directeur-Chef de Service à la Direction des Mines.

### SAMENVATTING

*Dit verslag is op dezelfde leest geschoeid als de voorgaande jaren.*

*Het herneemt de opsomming van de mijnontginningen en hun verspreiding over de verschillende provincies en geeft de hoeveelheid der verschillende uitgedolven produkten tijdens het jaar 1954. Een bijgevoegde tabel laat toe deze gegevens te vergelijken met deze van het voorgaande jaar. De diagramma's hernemen deze vergelijking met de voorafgaande jaren.*

*De redenen van de produktie-schommelingen worden gedeeltelijk uiteengezet. Het valt op te merken dat de produktie over het algemeen is gestegen, namelijk voor wat betreft cobalt, steenkool, mangaan-, zink en wolframerts, koper, diamant van Lubilash, kassiteriet, tin van de Kongolese gieterijen, zilver en tantalium-erts. De voortbrengst van goud en van Kasai-diamant loopt terug. Te vermelden valt tevens de verschijning van nieuwe produkten als cadmium, germanium-oxyde, monaziet, bastnaesiet, beryllium, amblygoniet, gekorrelde cobalt, electrolytisch zink, bitumineuze zanden- en kalksteen.*

*Het verslag geeft het meetkundige gemiddelde van het produktie-volume, de produktiviteitsindex in volume, begeleid van diagramma's.*

*Vervolgens geeft het de koers van de verschillende produkten gedurende het jaar 1954 eveneens met diagramma. De waarde van de voortbrengst der mijnrijverheid van Belgisch Kongo is met nagenoeg een milliard gestegen ten opzichte van 1953. Het koper komt voor de helft in dat bedrag tussen. Het stijgend belang van het cobalt en de vermindering van het tin en der mangsels valt te noteren. Daarentegen is de mijnproduktie in Ruanda-Urundi met ongeveer 29 miljoen verminderd ten opzichte van 1953, hetgeen hoofdzakelijk toe te schrijven is aan de gevoelige inzinking van de kassiterietprijzen.*

*Het verslag bevat verder gegevens en beschouwingen over de werkkrachten, hun verspreiding en hun produktiviteit. Dit jaar worden de kaarten die de verspreiding van de gedolven produkten en van de inlandse werkkrachten geven, niet in het verslag hernomen. De lezer gelieve daartoe, zo nodig, het verslag over het jaar 1953 te raadplegen, verschenen in het november-nummer 1954 van de Annalen der Mijnen.*

### RESUME

*Ce rapport est établi suivant les règles adoptées pour les années précédentes.*

*Il reprend l'énumération des exploitations minières et leur répartition dans les différentes provinces et donne les quantités extraites des divers produits à cours de l'année 1954. Un tableau permet de comparer ces productions avec celles de l'année précédente. Les diagrammes reprennent des comparaisons pour les années antérieures.*

Les raisons des variations de production sont partiellement exposées. Il est à noter que la production est généralement en augmentation, notamment en ce qui concerne le cobalt, le charbon, les minerais de manganèse, de zinc, de wolfram, le cuivre, les diamants du Lubilash, la cassitérite, l'étain des fonderies congolaises, l'argent et le minerai de tantale. La production de l'or et des diamants du Kasai est en régression. Il faut aussi noter l'apparition de nouveaux produits, tels le cadmium, l'oxyde de germanium, la monazite, la bastnaesite, le béryl, l'amblygonite, le cobalt granulé, le zinc électrolytique, les sables et calcaires bitumineux.

Le rapport donne l'indice pondéré du volume de la production et l'indice de la productivité en volume, accompagnés de diagrammes.

Il donne ensuite les cours des divers produits durant l'année 1954 et y joint un diagramme. La valeur de la production minière du Congo belge en 1954 est en augmentation de près d'un milliard sur la production minière de 1953. Le cuivre intervient pour la moitié dans cette valeur; à noter aussi l'importance grandissante du cobalt et la diminution de l'étain et des mixtes. Par contre, au Ruanda-Urundi, la valeur de la production minière est en diminution de près de 29 millions sur celle de 1953; ce résultat est dû en ordre principal à une chute importante du prix de la cassitérite.

Le rapport comporte des considérations et des tableaux relatifs à la main-d'œuvre, à sa répartition et à sa productivité. Il ne contient pas, cette année, les cartes donnant la répartition des produits extraits et de la main-d'œuvre indigène; le lecteur est prié de consulter le rapport relatif à l'année 1953, contenu dans le numéro de novembre 1954 des Annales des Mines.

**TABLE DES MATIERES**

**CHAPITRE I.**

	Pages
I. — Nomenclature des expositions minières ... ..	1048
II. — Répartition des exploitations minières par provinces et par substances ... ..	1048
III. — Aperçu sur la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi ... ..	1051
IV. — Evolution de la production des principaux minerais ... ..	1052
V. — Volume pondéré de la production minière ... ..	1055
VI. — Cours des métaux ... ..	1056
VII. — Valeur de la production minière ... ..	1057
— Valeur de la production minière du Congo belge en 1954 ... ..	1057
— Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1954 ... ..	1058
VIII. — Situation des exploitations ... ..	1059

**CHAPITRE II.**

IX. — Usines de traitement ... ..	1060
-----------------------------------	------

**CHAPITRE III.**

X. — Carrières ... ..	1062
-----------------------	------

**CHAPITRE IV.**

XI. — Explosifs ... ..	1062
------------------------	------

**CHAPITRE V.**

XII. — Main-d'œuvre - Situation ... ..	1063
XIII. — Productivité de la main-d'œuvre ... ..	1064
XIV. — Variations de l'indice de la productivité en volume entre les années 1938 et 1954 ... ..	1066
XV. — Récapitulation ... ..	1067

## CHAPITRE I.

## PRODUCTION MINIÈRE

## I. — NOMENCLATURE DES EXPLOITATIONS MINIÈRES

Par rapport à l'année 1953, il n'y a pas de changement notable à signaler. La liste des exploitations s'établit comme suit :

1°) *Les exploitations aurifères au nord-est de la Colonie comprenant :*

- les Mines d'Or de Kilo-Moto (K.-M.);
- la Société Minière de la Télé (Fo);
- la Société Minière de l'Aruwimi-Ituri (AI);
- la Mincobel (Minc);
- la Somnor (Sr);
- la Somibi (Si);
- la Somiba (So).

2°) *Les exploitations aurifères et stannifères de l'est de la Colonie comprenant :*

## AU MANIEMA :

- la Symétain (Sy);
- la Cobelmin (Cb) (exploitant pour compte de ses commettants Belgikaor, Kinorétain, Miluba, Minerga, Belgikaétain, Arema et Sorekat);
- la Cololacs (Col);
- la Société Minière de Nyangwe (N);
- les colons : M<sup>me</sup> Paye-Monjoie et MM. Lopes, Mackels.

## AU KIVU :

- la M.G.L.;
- la Cominor (Co);
- le Comité National du Kivu (C.N.Ki);
- et au sud : la Symor et la Syluma (Syl).

## AU RUANDA-URUNDI :

- la Somuki (Som);
- la Minétain (Min);
- la Mirudi (Mir);
- la Géoruanda (Géo);
- la Corem ;

et les colons : MM<sup>mes</sup> Marchal, Enthoven, Bisman, MM. Bervoets, Blond, Cardinael, Chantrenne, de Borchgrave, de l'Épine-Charrier, Dubois, Dufasne, Feltz, Ferry, Flament, Gengoux, Goethals, Henrion, Huberty, Lens, Loufs, Luyten, Marchal, Marti, Mibulera (Alhadeff), Mierge, Ortmans, Pirotte, Ryckx, Seffens, Stinglhamber, Swaelens, Tachteris, Van de Wauver, van Ruymbeke, Geens, Simonart, Tsaconas.

3°) *Les exploitations stannifères de la Géomines (Géo) à Manono-Kitotolo.*4°) *Les exploitations stannifères de la Sermikat (Ser) à Mitwaba.*5°) *Les exploitations diamantifères et aurifères du groupe de la Forminière (Fo) au Kasai.*6°) *Les exploitations du groupe du cuivre au Katanga (U.M.H.K. et sa filiale Sudkat).*7°) *Les charbonnages de la Luena et de Greiner-ville.*8°) *Les exploitations de minerai de manganèse de la Bécéka-Manganèse dans le Katanga.*9°) *Les exploitations de roches bitumineuses de la Forminière dans le Bas-Congo.*

## II. — REPARTITION DES EXPLOITATIONS MINIÈRES PAR PROVINCES ET PAR SUBSTANCES

Les exploitations minières en activité se répartissent comme suit, dans les différentes provinces :

## Province du Kasai

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Forminière	S.-O.	Diamant du Kasai
E.K.L.	S.-O.	Diamant du Kasai
Beceka Luebo	S.-O.	Diamant du Kasai
Bécéka	S.-E.	Diamant du Lubilash
Bécéka	S.-E.	Au filonien

## Province du Katanga

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
U.M.H.K.	S.	Cu - Co - Ag - Zn - Cd
Salines de Nguba	S.	NaCl
Sud-Kat.	S.	MnO <sub>2</sub>
Syluma	N.-E.	Au
Sorekat	C.-E.	Au
Géomines	Centre	SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Charbon
Sermikat	Centre	SnO <sub>2</sub> - Fonte
Luena	Centre	Charbon
Bécéka	S.-O.	MnO <sub>2</sub>

Province du Kivu

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
M.G.L. Nord	N.-E.	Au, Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , WO <sub>3</sub>
M.G.L. Centre	E.	Au-SnO <sub>2</sub> -mixtes: SnO <sub>2</sub> -Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> -SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
M.G.L. Sud	E.	Au - SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub>
C.N.Ki.	E.	Au - SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - X <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Symétain Nord	N.-O.	SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub> - Monazite
Symétain Sud	Centre	SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub>
Symor	S.-E.	Au
Belgikaor	N.-O. et S.-O.	Au - SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - X <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub>
Belgikaétain	S.-O.	SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
Kinorétain	Centre, S. et S.-O.	Au - SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - WO <sub>3</sub>
Miluba	N.-O. et Centre	Au - SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - WO <sub>3</sub>
Minerga	Centre	SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Minière de Nyangwe	S.-E.	SnO <sub>2</sub>
Cololacs	N.	SnO <sub>2</sub>

Province Orientale

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Kilo	E.	Au
Moto	E.	Au
C.N.Ki.	S.-E.	Au
M.G.L. Nord	S.-E.	Au - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Cominor (Télé)	Centre	Au
Mincobel	N.-O.	Au - Diamant
Aruwimi-Ituri (Télé)	Centre	Au
Somiba	S.-E.	Au, mixtes : SnO <sub>2</sub> -Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Somibi	N.-O.	Au
Sominor	N.-O.	Au
Forminière (Télé)	Centre	Au

## Ruanda-Urundi

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Minétain	N.-E. Ruanda	Au - SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa - WO <sub>3</sub> Amblygonite
Mirudi	Centre Urundi	Au - SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa
Somuki	N. Ruanda et Urundi	SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa - Bastnaesite
Géoruanda	S.-E. Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Corem	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub>
Bervoets	N.-O. Ruanda	WO <sub>3</sub>
Blond	Ruanda	Au - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa
Cardinael	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Chantrenne	S.-E. Ruanda	SnO <sub>2</sub>
de Borchgrave	Est Ruanda	SnO <sub>2</sub> -Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> -Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Dufrasne	Nord Urundi	SnO <sub>2</sub>
Enthoven	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Feltz	N. Ruanda	SnO <sub>2</sub> , Mixtes : SnO <sub>2</sub> -NbTa Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - WO <sub>3</sub>
Flament	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Geens	Centre Ruanda	WO <sub>3</sub>
Gengoux	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Goethals	N.-O. Ruanda	Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa
Henrion	Ouest Ruanda	SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa
Huberty	E. Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Lens	Nord Ruanda	WO <sub>3</sub>
Loufs	S.-E. Ruanda	SnO <sub>2</sub> -WO <sub>3</sub>
Luyten	S.-O. Ruanda	SnO <sub>2</sub>
M <sup>me</sup> Marchal	Nord Ruanda	WO <sub>3</sub>
Marchal	Nord Ruanda	WO <sub>3</sub>
Marti	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub> - Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa
Mierge	N. Ruanda	WO <sub>3</sub>
Ortmans	N.-O. Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Pirotte	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Ryckx	Centre Ruanda	SnO <sub>2</sub>
Simonart	Ruanda	Au
Steffens	Ouest Ruanda	Mixtes : SnO <sub>2</sub> - NbTa
Stinglhamber	N. Ruanda	SnO <sub>2</sub> - Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> WO <sub>3</sub>
Tsaconas	N. Ruanda	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
Van de Wauwer	Centre Ruanda	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> - Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
van Ruymbeke	N.-O. Ruanda	WO <sub>3</sub>

### III. — APERÇU SUR LA PRODUCTION MINIERE DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI

En 1954, les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi ont produit les quantités suivantes de minerais et de métaux.

#### Productions minières en 1954

Substances	Unités	Province de						Total
		Léo.	Orient.	Kivu	Katanga	Kasaï	R.-U.	
Or fin .....	kg	—	8.936	2.070	215	17	130	11 368
Platine .....	g	—	—	—	830	—	—	830
Palladium .....	»	—	—	—	4.656	—	—	4.656
Diamants du Lubilash	carats	—	—	—	—	12.051.759	—	12.051.759
Diamants du Kasaï ...	»	—	16	—	—	568.359	—	568.355
Cassitérite .....	t	—	—	11.168	4.437	—	2.253	17.858
Mixtes cassitérite-columbo-tantalite ...	»	—	27	2.167	—	—	514	2.708
Mixtes cassitérite-wolframite .....	»	—	—	1.137	—	—	—	1.137
Cassitérite contenue d <sup>s</sup> les mixtes .....	»	—	23	2.722	—	—	443	3.188
Cassitérite totale .....	»	—	23	13.890	4.437	—	2.696	21.046
Étain contenu dans la cassitér. et les mixtes	»	—	17	10.101	3.240	—	1.968	15.326
Étain des fonderies ...	»	—	—	—	2.498	—	—	2.498
Wolframite .....	»	—	—	300	—	—	732	1.032
Wolframite contenue dans les mixtes .....	»	—	—	339	—	—	—	339
Wolframite totale .....	»	—	—	639	—	—	732	1.371
Tungstène contenu d <sup>s</sup> la wolframite et dans les mixtes .....	»	—	—	330	—	—	377	707
Columbo-tantalite .....	»	—	71	108	185	—	75	439
Columbo-tantalite contenue dans les mixtes	»	—	2	192	—	—	71	265
Columbo-tantalite tot.	»	—	73	300	185	—	146	704
Cuivre .....	»	—	—	—	223.791	—	—	223.791
Cobalt granulé .....	»	—	—	—	5.362	—	—	5.362
Alliage cobaltif. ....	»	—	—	—	7.861	—	—	7.861
Cobalt métal total ....	»	—	—	—	8.602	—	—	8.609
Concentrés de zinc crus (1) .....	»	—	—	—	150.331	—	—	150.331
Zinc métal contenu ...	»	—	—	—	84.301	—	—	84.301
Concentrés de zinc grillés .....	»	—	—	—	85.282	—	—	85.289
Zinc électrolytique (2)	»	—	—	—	32.000	—	—	32.000
Argent .....	»	—	—	—	141	—	—	141
Cadmium .....	»	—	—	—	63	—	—	63
Plomb .....	»	—	—	—	167	—	—	167
Minerai de manganèse	»	—	—	—	384.937	—	—	384.937
Minerai de fer .....	»	—	—	—	3.869	—	—	3.869
Fonte .....	»	—	—	—	551	—	—	551
Charbon .....	»	—	—	—	378.940	—	—	378.940
Sel .....	»	—	—	—	842	—	—	842
Sables bitumineux (à 14 %) .....	»	5.856	—	—	—	—	—	5.856
Calcaires bitumineux (à 15 %) .....	»	230	—	—	—	—	—	230
Minerai de germanium (métal récupéré) .....	kg	—	—	—	1.095	—	—	1.095
Monazite .....	t	—	—	4	—	—	—	4
Bastnaésite .....	»	—	—	—	—	—	375	375
Béryl .....	»	—	—	1	—	—	44	45
Amblygonite .....	»	—	—	—	—	—	371	371
Minerai de bismuth ...	kg	—	—	1.166	—	—	97	1.263

(1) Il s'agit de la production totale de concentrés de zinc crus dont une partie est grillée sur place pour la fabrication d'acide sulfurique.

(2) Le zinc métal provient du zinc métal contenu dans les concentrés de zinc crus.

## IV. — EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES PRINCIPAUX MINERAIS

Par rapport à l'année précédente (1953) et par rapport à l'année 1938 que l'on peut considérer comme la dernière année normale de la période pré-

cedant la deuxième guerre mondiale, la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi a atteint les indices donnés au tableau ci-après :

1. — Tableau des indices de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi

Substances	Unités	Production en 1954	Production en 1953	Indice de la production en 1954 1953 = 100	Indice de la production en 1954 1938 = 100
Or fin .....	kg	11.368	11.540	98	77
Platine .....	g	830	—	—	—
Palladium .....	g	4.656	—	—	—
Diamants du Lubilash .....	carats	12.051.759	12.016.198	100	189
Diamants du Kasai .....	»	568.355	564.072	100	32
Cassitérite .....	t	17.858	19.171	93	130
Mixtes cassitérite-columbo-tantalite .....	»	2.708	1.622	167	—
Mixtes cassitérite-wolframite ...	»	1.137	1.034	110	—
Etain de fonderies .....	»	2.498	2.759	90	137
Wolframite .....	»	1.032	830	125	17.300
Columbo-tantalite .....	»	439	285	155	290
Cuivre .....	»	223.791	214.148	104	180
Cobalt granulé .....	»	5.362	4.387	122	—
Alliage cobaltifère .....	»	7.861	9.020	87	545
Cobalt métal (1) .....	»	8.609	8.278	104	—
Concentrés de zinc crus (2) .....	»	150.331	242.120	62	1.570
Concentrés de zinc grillés .....	»	85.289	62.809	136	801
Zinc électrolytique (3) .....	»	32.000	7.801	410	—
Argent .....	»	141	154	92	147
Cadmium .....	»	63	32	197	—
Plomb .....	»	167	—	—	—
Minerai de manganèse .....	»	384.937	216.664	178	11.650
Minerai de fer .....	»	3.869	—	—	—
Fonte .....	»	551	—	—	—
Charbon .....	»	378.940	315.198	120	905
Sel .....	»	842	810	103	—
Sables bitumineux (à 14 %) ...	»	5.856	526	1.110	—
Calcaire bitumineux (à 15 %) ...	»	230	746	31	—
Minerai de germanium (métal récupéré) .....	kg	1.095	—	—	—
Monazite .....	t	4	11	36	—
Bastnaesite .....	»	375	367	102	—
Béryl .....	»	45	7	643	—
Amblygonite .....	»	371	—	—	—
Minerai de bismuth .....	kg	1.263	—	—	—

(1) Le cobalt métal est la somme du cobalt granulé et du cobalt métal contenu dans l'alliage cobaltifère.

(2) Il s'agit de la production totale de concentrés de zinc crus dont une partie est grillée sur place pour la fabrication d'acide sulfurique.

(3) Il s'agit du zinc métal provenant d'une partie du minerai de zinc.

## 2. — Commentaires sur la production minière.

Les chiffres du tableau ci-dessus appellent les remarques suivantes :

### A. — Comparaison avec les indices de la production de 1938.

Le tableau des indices montre, comme les années antérieures :

a) Une augmentation particulièrement forte de la production du cobalt, du charbon, ainsi que des

minerais de manganèse, de zinc, de wolfram.

b) Une augmentation très importante du cuivre, des diamants du Lubilash, de la cassitérite, de l'étain des fonderies congolaises, de l'argent et du minerai de tantalite.

Exception faite des diamants du Lubilash provenant du Kasai, de la cassitérite, des minerais de tantalite-columbite et de wolfram, les autres produits repris sous a et b proviennent du Sud du Katanga.

c) Une diminution de l'or et des diamants du Kasai. Cette diminution de l'or s'explique :

— d'une part, par le fait que l'or est produit dans le nord-est et l'est de la Colonie, régions ouvertes beaucoup plus tard que le Katanga à l'industrie des mines et où ne s'établissent que lentement les conditions favorables créées dans cette dernière région : énergie électrique, mécanisation et transport;

— d'autre part, le prix de vente de l'or, fixé à un taux très bas par les accords de Bretton Woods, rend plus difficiles les conditions d'exploitation, du fait de l'augmentation très sensible de la teneur limite exploitable.

Quant aux diamants du Kasai, la forte diminution provient de l'épuisement des gisements.

d) L'apparition de nouveaux produits toujours plus nombreux, tels le cadmium, l'oxyde de germanium, la monazite, la bastnaesite, le béryl, l'amblygonite, le cobalt granulé, le zinc électrolytique, les sables et calcaires bitumineux, témoigne de l'expansion progressive de l'industrie minière et de la métallurgie à de nouveaux domaines.

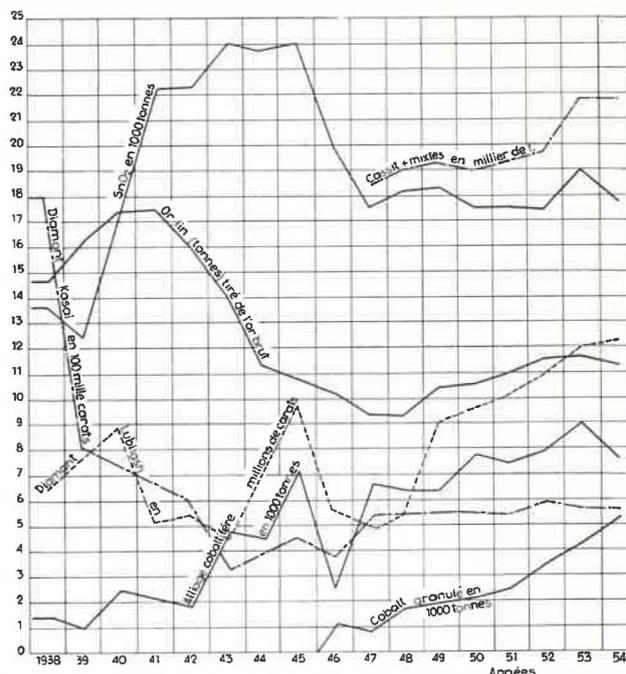


Fig. 1. — Production minière

B. — Comparaison avec les chiffres de production de 1953.

a) Cuivre.

La demande de cuivre a fortement augmenté en 1954, du fait que les acheteurs ont dû reconstituer les stocks qu'ils avaient liquidés, en 1953, dans la crainte d'une baisse des cours.

Par ailleurs, les grèves de longue durée au Chili, en Rhodésie et aux Etats-Unis d'Amérique ont contrarié la production.

L'industrie du cuivre du Haut-Katanga a continué à se développer d'autant plus que se poursuit l'équipement de nouvelles centrales hydro-électriques.

Le chiffre de production s'établit à 223.791 t, compte tenu de 4.727 t de cuivre contenu dans l'alliage cobaltifère et le minerai de zinc exporté.

Par rapport à l'année 1953, il y a une augmentation de plus de 9.500 t.

La situation actuelle du marché du cuivre permet d'espérer que cette production se maintiendra et même augmentera légèrement en 1955, pour autant que le producteur puisse disposer, en suffisance, d'énergie hydro-électrique.

Les exportations de cuivre de diverses qualités atteignent 226.765 t pour l'année sous revue

b) Alliage cobaltifère et cobalt granulé.

Pendant toute l'année 1954, le marché est resté soutenu. La production totale de cobalt-métal, qui atteint 8.609 t, dépasse de plus de 300 t la production de 1954.

A noter que la production de cobalt granulé, qui est de 5.362 t, dépasse de plus de 1.000 t celle de l'exercice antérieur.

L'évolution de la production dépendra de la capacité d'absorption du marché et des achats stratégiques des U.S.A.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté, en provenance du Congo belge, 5.052 t de cobalt granulé et 8.278 t d'alliage blanc.

c) Concentrés de zinc (crus et grillés).

Les cours du zinc se sont maintenus très bas pendant l'année 1954. Du fait de la présence d'un stock important, la production de minerai de zinc est tombée de 242.130 t à 150.331 t (soit 62 %). Sur cette production, 100.648 t de minerai ont été traitées à la Sogechim en vue de la fabrication d'acide sulfurique et ont donné 85.260 t de concentrés grillés à 61 % de zinc contenu.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté 120.566 t de minerai, dont la majeure partie a servi à approvisionner les usines à zinc belges.

d) Zinc électrolytique.

En 1954, l'usine de la Métalkat fabriquant du zinc électrolytique a pu fonctionner à peu près à sa pleine capacité. La production est passée de 7.801 t en 1953 à 32.000 t en 1954, en traitant le minerai de zinc grillé fourni par l'Union Minière.

Les exportations ont atteint 29.980 t en 1954.

e) Minerai de manganèse.

La production est à nouveau en forte augmentation sur l'année précédente : 384.937 t en 1954, contre 216.664 t en 1953. Cette production comporte

plus de 100.000 t de minerai à enrichir dans la laverie qui a été terminée vers la fin de l'année.

Les exportations ont atteint 250.016 t, les difficultés de transport sur le Benguela Railway s'étant fortement atténuées.

#### f) Or.

La production d'or atteint 98 % de celle de 1953, soit 11.368 kg en 1954, contre 11.540 kg en 1953.

Le prix de vente légal de l'or a été maintenu à \$ 35,— l'oz. Sans doute, une partie de l'or a pu être réalisée sur le marché libre, mais à un prix différant peu du prix officiel.

Il est peu probable que le prix de l'or soit relevé prochainement et, dès lors, il ne faut guère s'attendre à un relèvement de la production.

#### g) Argent.

La production de l'année 1954 s'est élevée à 141 t, contre 154 t en 1953, soit une diminution de 13 t.

L'argent produit au Congo belge provient en majeure partie de la récupération, dans les minerais de cuivre de la mine de Kipushi.

On récupère également un peu d'argent lors du raffinage de l'or.

#### h) Diamants du Kasai.

Ces diamants comprennent, en grande partie, des diamants de joaillerie.

La production a atteint, en 1954, 568.355 carats, contre 564.072 carats en 1953.

Les exportations du Congo belge ont atteint 628.089 carats.

#### i) Diamants du Lubilash.

Il s'agit presque totalement de diamants industriels. La production en 1954 est restée importante et a dépassé les 12 millions de carats (12.051.759 cts en 1954, contre 12.016.198 cts en 1953).

La capacité d'extraction est pleinement utilisée et on ne doit plus s'attendre à des augmentations notables de la production.

D'après les statistiques douanières, les exportations ont atteint 11.573.837 carats en 1954

#### j) Cassitérite et mixtes.

La production de cassitérite n'a atteint que 17.858 t en 1954, contre 19.171 t en 1953. Par contre, la production des mixtes cassitérite-wolfram et cassitérite-tantalo-columbite a atteint 3.845 t, contre 2.656 t en 1953.

De ce fait, le poids de l'étain contenu dans les divers minerais, soit 15.326 t, diffère peu de celui contenu dans les minerais extraits en 1953 (15.537 t).

Les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi ont donc maintenu leur production d'étain malgré les cours moins favorables, tout en développant leur effort du côté des accompagnateurs (wolframite et tantalo-columbite).

Les exportations en 1954 du Congo belge et du Ruanda-Urundi, d'après les statistiques douanières, ont atteint 15.209 t de minerai d'étain, 537 t de

minerai de tantalo-columbite, 1.282 t de minerai de tungstène et 2.377 t d'étain-métal.

La majeure partie de cette cassitérite est envoyée en Belgique pour y être raffinée et donner de l'étain-métal.

#### k) Etain des fonderies.

Cet étain est produit à Manono, en fondant de la cassitérite provenant du Congo belge et du Ruanda-Urundi.

La production atteint 2.498 t en 1954, contre 2.759 t en 1953.

#### l) Minerai de tungstène (wolframite et mixtes cassitérite-wolframite).

Malgré la faiblesse des cours, qui furent nettement défavorables pendant le premier trimestre de 1954, la production s'est encore développée.

Le volume de cette production, exprimé en tungstène contenu, atteint 707 t, contre 604 t en 1953.

#### m) Minerai de tantalo-niobium (tantalo-columbite et mixtes cassitérite-tantalo-columbite).

Le tantale et le niobium sont actuellement très recherchés pour la fabrication d'aciers spéciaux résistant aux hautes températures. Eu égard à la

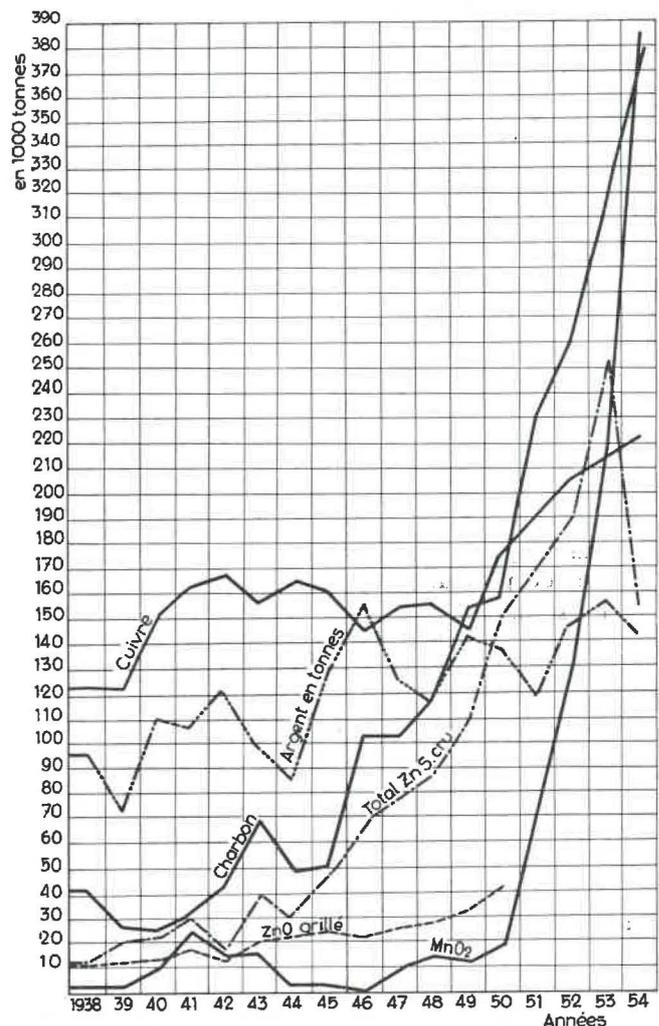


Fig. 2. — Production minière

demande et à la rareté des produits, les prix restent très fermes. Aussi la production s'est-elle largement développée pour atteindre 704 t en 1954, contre 435 t en 1953.

#### n) Charbon.

La production du charbon en 1954, soit 384.940 t, a dépassé largement la production record atteinte en 1953 (315.198 t).

Le charbon provient en majeure partie des charbonnages de Luena et de Kisulu. Une petite production a été réalisée au charbonnage de Greiner-ville.

#### o) Cadmium.

Ce métal accompagne le minerai de zinc. Il est récupéré, soit dans les fumées de l'Usine métallurgique de l'U.M.H.K. à Lubumbashi, soit au cours du traitement du minerai de zinc à l'Usine métallurgique de la Métalkat.

La production du cadmium est passée de 32 t en 1953 à 63 t en 1954.

Les exportations n'ont atteint que 31 t.

#### p) Bastnaesite.

Il s'agit d'un minerai riche en cerium.

Les débouchés de ce produit, utilisé sous forme d'addition pour améliorer la qualité de certains aciers, se développent. La production dépasse quelque peu celle de 1953 (375 t en 1954, contre 367 t en 1953).

#### q) Sel.

Il provient des salines du Katanga.

La production a atteint 842 t en 1954, contre 810 t en 1953.

On envisage la mise en exploitation rationnelle de certaines salines, ce qui aura pour effet d'augmenter très sensiblement la production.

#### r) Sables et calcaires bitumineux.

La production du sable a été plus importante, du fait de la demande pour le revêtement de tronçons de route Boma-Tshela.

La production du sable bitumineux est passée de 526 t en 1953 à 5.856 t en 1954. Par contre, la production de calcaire bitumineux, qui servira à la fabrication des mastics asphaltiques, est passée de 746 t en 1953 à 230 t en 1954.

L'usine qui doit traiter les produits bitumineux est en cours de montage.

#### s) Divers.

Il a été extrait ou produit en petites quantités :

371 t d'amblygonite (ou phosphate de lithium),

4 t de monazite (ou phosphate de terres rares),

45 t de béryl,

1.095 kg d'oxyde de germanium,

831 g de platine,

4.656 g de palladium, ces deux derniers produits étant extraits des boues de raffinage électrolytique,

551 t de fonte et

167 t de plomb.

### V. — VOLUME PONDERE DE LA PRODUCTION MINIERE

#### A) Congo belge.

L'indice du volume pondéré de la production minière du Congo belge s'est élevé à 160,5 pour l'année 1954.

Il est utile de rappeler que cet indice a été établi en divisant la valeur de la production minière de 1954, établie avec les prix unitaires de l'année 1952, par la valeur de la production minière de l'année

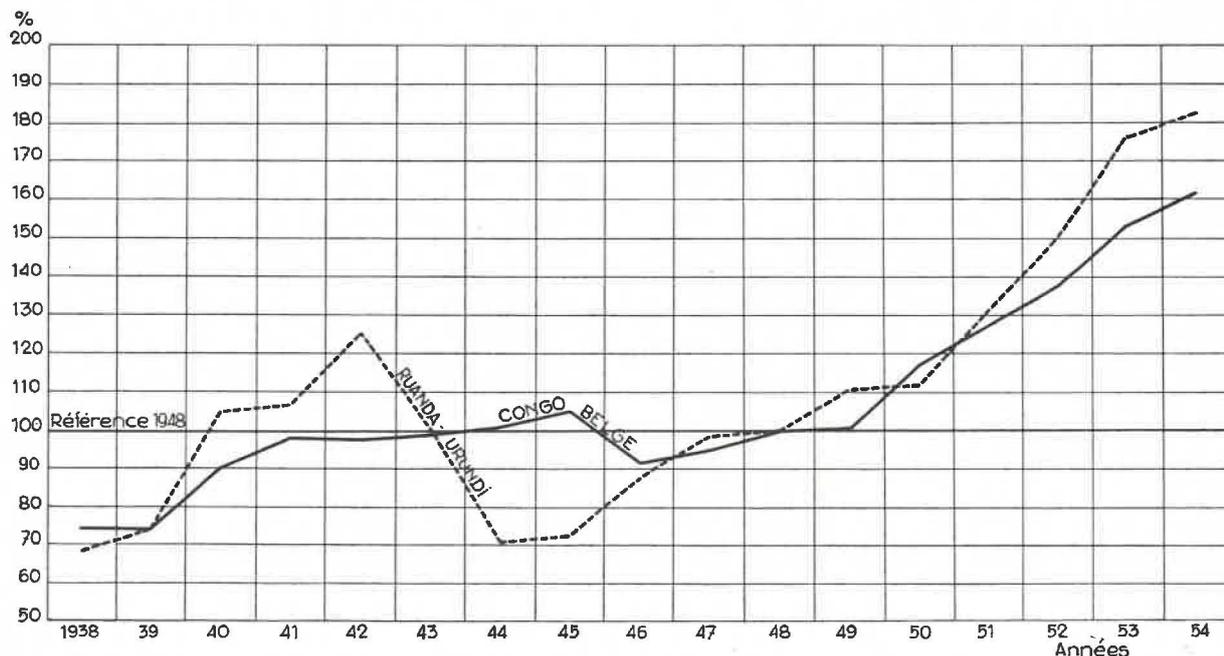


Fig. 3. — Indices des volumes pondérés de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi

1948, calculée également avec les mêmes prix unitaires.

De 1948 à 1954, l'indice est donc passé de 100 à 160,5. Par rapport à 1953, il y a augmentation de 7,15 points.

L'accroissement du volume de la production minière s'est donc poursuivi en 1954, mais à une allure moins rapide qu'entre les années 1949 à 1953. Ce sont spécialement le cuivre, le cobalt granulé, le zinc métal, les minerais de manganèse, de wolfram et de tantalo-niobium et le charbon qui ont contribué à l'augmentation du volume pondéré de la production.

## VI. — COURS DES METAUX

Du fait de la dépression qui s'est manifestée dès 1952 et s'est fait sentir en 1953, l'allure du marché des métaux non ferreux s'avérait défavorable, dès le début de 1954.

Heureusement, la reprise de l'activité industrielle, en Europe et en Amérique, a amélioré les cours du fait d'un accroissement de la consommation des métaux non ferreux.

Il est examiné ci-après quelles furent les variations des divers cours des métaux.

### a) Or.

Le prix officiel de l'or reste fixé par les accords de Bretton Woods à \$ 35,— l'oz, correspondant à un prix d'achat de 56.065 F le kg.

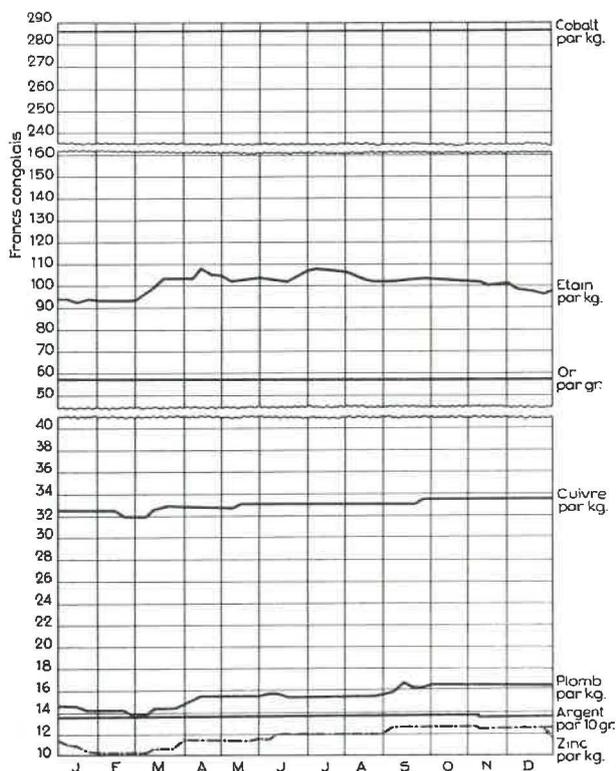


Fig. 4. — Cours des métaux en 1953 - Marché de New-York

### B) Ruanda-Urundi.

En suivant les règles de calcul énoncées ci-dessus, l'indice du volume pondéré de la production minière du Ruanda-Urundi s'est élevé à 181,9 pour l'année 1954.

Par rapport à l'année 1953, il y a une augmentation de 5,4 points. L'accroissement du volume de la production minière se poursuit donc, mais le rythme de cet accroissement est nettement moins élevé que les trois années précédentes.

Les minerais de wolfram et de tantalo-niobium ont spécialement contribué au développement de la production.

En fait, près d'un tiers de la production minière congolaise a été réalisé à ce taux, tandis que les deux autres tiers étaient réalisés au taux du marché libre, légèrement supérieur (57.741 F le kg).

### b) Cuivre.

Les cours du cuivre se sont améliorés progressivement au cours de l'année, du double fait de la demande et de conflits sociaux de longue durée au Chili, en Rhodésie et aux États-Unis d'Amérique.

Le cuivre, qui cotait 33 F le kg sur le marché intérieur belge, est monté progressivement pour atteindre 35 F au mois d'octobre.

Si les cours se sont maintenus assez stables aux États-Unis, par contre, au London Metal Exchange, ils ont fait l'objet de fluctuations importantes.

### c) Etain.

D'un niveau très bas au début de l'année (660 £ la tonne longue), les cours se sont raffermis progressivement pour subir à nouveau une baisse en fin d'année et redescendre à 690 £.

L'accord international, élaboré à Genève en 1953, n'est pas encore entré en vigueur, plusieurs pays n'ayant pas encore procédé à sa ratification.

### d) Wolfram.

Le cours du wolfram, qui a encore fortement baissé pendant le premier trimestre de l'exercice écoulé, s'est relevé pour fluctuer ensuite autour de 190 sh le point et terminer en fin d'année à 207/6.—

### e) Cobalt.

Le cobalt s'est maintenu pendant toute l'année au cours de \$ 2.60 la lb.

### f) Cadmium.

Les cours ont baissé progressivement de près de 25 %. En fin d'année, le cadmium ne cotait plus guère que 160 F le kg sur le marché intérieur belge.

### g) Zinc.

Les cours ont subi l'influence d'achats importants pour les stocks stratégiques.

Malgré une légère baisse au cours du premier trimestre, les cours sont passés de 10 cents à 11,5 cents en fin d'année.

#### h) Plomb.

Les cours du plomb ont été également influencés par les achats pour les stocks stratégiques et sont

passés, après une légère baisse au cours du premier trimestre, de 13 cents à 15 cents la lb.

#### i) Argent.

Les cours ont peu varié. Ils atteignaient 74,25 d l'oz en fin d'année.

### VII. — VALEUR DE LA PRODUCTION MINIERE

Les valeurs données dans le tableau ci-après sont les valeurs de réalisation obtenues, pour les produits exportés, en multipliant le cours moyen des métaux et minerais pendant l'année 1954 par le poids de la production. Pour ces produits exportés, il est à remarquer que la valeur de réalisation est différente de la valeur douanière, cette dernière étant égale à la valeur de réalisation moins les frais exposés pour le transport, la manutention et l'assurance des produits depuis la frontière jusqu'au lieu d'utili-

sation. La différence entre ces deux valeurs est surtout sensible dans le cas de produits représentant une faible valeur à la tonne, tels le minerai de manganèse et le minerai de zinc par exemple.

Pour les produits utilisés dans le pays, comme le charbon, le sel et le bitume, il a été établi un prix départ mine, compte tenu de la qualité des produits. Pour les diamants, le cours fixe tient compte du fait que les diamants de joaillerie extraits au Kasai sont de dimensions assez petites.

#### 1. — Valeur de la production minière du Congo belge en 1954

Produits	Unités	Productions	Teneurs moyennes en % (1)	Prix unitaires en F	Valeur totale en milliers de F
Or .....	kg	11.238	100	56.947	639.970
Diamants du Lubilash .....	carats	12.051.759	100	88	1.065.375
Diamants du Kasai .....	»	568.355	100	372	211.428
Cassitérite .....	t	15.604	75	71.040	1.108.508
Tantalo-columbite .....	»	364	55 % de X <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	290.000	105.560
Wolframite .....	»	300	65 % de WO <sub>3</sub> soit 51,55 % de W	132.610	39.783
Mixtes cassitérite-columbo-tantalite .....	»	2.194	9 % de pentoxydes combinés à 55 % et 91 % de SnO <sub>2</sub> à 73 % de Sn	90.390	198.316
Mixtes cassitérite-wolframite .....	»	1.137	33 % de minerai de WO <sub>3</sub> à 65 % d'acide tungstique et à 67 % de SnO <sub>2</sub> à 73 % de Sn	87.380	99.351
Étain de fonderies (plus-value (2) .....	»	2.498	100	2.465	6.157
Charbon .....	»	378.940	100	360	136.418
Cuivre (3) .....	»	220.831	100	33.700	7.442.004
Cobalt granulé .....	»	5.362	100	285.590	1.531.333
Alliage cobaltifère .....	»	7.861	Co 44,4 - Cu 9	97.100	763.303
Concentrés de zinc crus .....	»	150.331	52,5	2.590	589.357
Zinc métal (plus-value) (4) .....	»	32.000	100	5.600	179.200
Plomb .....	»	167	100	14.500	2.421
Cadmium .....	kg	62.826	100	180	11.327
Argent .....	»	141.526	100	1.370	193.890
Minerai de manganèse .....	t	384.937	50	2.400	923.848
Sel .....	»	842	100	1.600	1.347
Sables bitumineux .....	»	5.856	14	400	2.342
Calcaires bitumineux .....	»	230	15	400	92
Monazite .....	»	4	—	20.000	80
Minerai de germanium .....	kg	1.095	—	17.191	18.824
Minerai de bismuth .....	»	1.166	—	140	163
Béryl .....	t	1	—	23.000	23
<b>Total .....</b>	—	—	—	—	15.070.420

(1) Valeur approximative.

(2) Il s'agit d'étain provenant d'une partie de la cassitérite mentionnée plus haut.

(3) La production totale de cuivre atteint 223.791 t. Dans le chiffre de 220.831 t ne sont pas compris les tonnages de cuivre récupérables dans l'alliage blanc, les boues cuivreuses, les concentrés de zinc expédiés.

(4) Il s'agit de zinc provenant d'une partie du minerai de zinc mentionné plus haut.

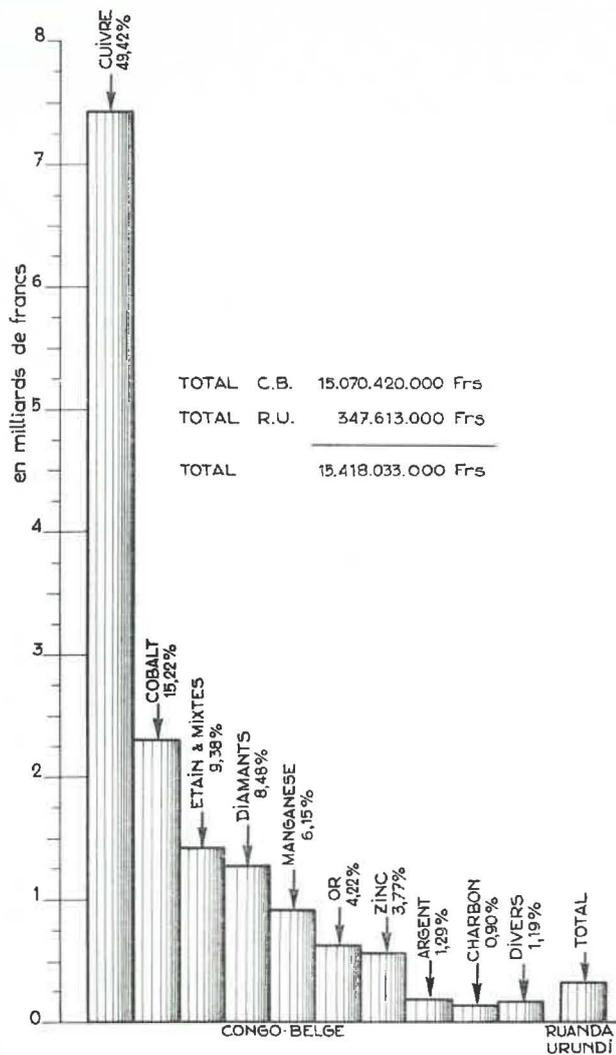


Fig. 5. — Valeur de la production minière en 1953

La valeur de la production minière, soit 15 milliards 70 millions 420.000 F, est donc en majoration de près d'un milliard (953.112.000 F) sur celle de l'exercice précédent. Cet accroissement est dû en majeure partie à l'augmentation du volume de la production.

Par rapport à 1948, où la valeur de réalisation de la production minière atteignait 6.392 millions, il y a donc une augmentation de 8.668 millions ou 136 %, contre 121 % en 1953.

Le diagramme fig. 5 montre que le cuivre reste de loin le principal produit minier, dont la valeur de réalisation représente 49,42 % de la valeur totale des produits miniers extraits.

La valeur de réalisation du cobalt, qui atteint 2.638 millions, est en augmentation de 641 millions sur celle de l'année précédente; cette majoration résulte d'un accroissement important des cours et d'un accroissement de la production de plus de 4 %.

L'étain et les mixtes, par contre, qui ne représentent plus que 9,38 % du total, sont en diminution importante, passant de 1.657 millions à 1.412 millions, soit une diminution de 245 millions.

Cette diminution résulte de la double influence d'une diminution de la production et des cours.

La valeur totale de réalisation des diamants est en augmentation sensible; ceci résulte de l'augmentation importante des prix unitaires de réalisation.

La valeur de réalisation du minerai de manganèse est en net accroissement, du fait de l'augmentation très sensible du volume de la production.

Enfin, si la valeur de réalisation du minerai de zinc est en nette diminution, du fait de la diminution de la production, la valeur du zinc métal est en nette augmentation, en ordre principal du chef de l'augmentation sensible de la production.

On remarquera enfin que les divers produits miniers ont gardé leur place dans l'échelle des valeurs, à l'exception toutefois du minerai de manganèse qui a pris le cinquième rang occupé par le zinc, ce dernier se trouvant relégué au septième rang.

## 2. — Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1954

Produits	Unités	Productions	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Or fin .....	kg	130	56.947	7.403
Cassitérite .....	t	2.253	71.040	160.053
Mixtes cassit.-tantalo-columbite.	»	514	90.390	46.460
Mixtes cassitérite-wolframite ...	»	—	87.380	—
Tantalo-columbite .....	»	75	290.000	21.750
Wolframite .....	»	732	132.610	97.070
Bastnaesite .....	»	375	31.000	11.625
Béryl .....	»	44	23.000	1.012
Amblygonite .....	»	371	6.000	2.226
Bismuth (minerai) .....	kg	97	140	14
Total .....	—	—	—	347 613

A l'examen des chiffres du tableau ci-dessus, on s'aperçoit qu'au Ruanda-Urundi la valeur de réalisation de la production minière de 1954 est en diminution de près de 29 millions sur la valeur correspondante de 1953. Ce résultat, malgré l'augmenta-

tion du volume de la production, est dû en ordre principal à une chute importante du prix de la cassitérite, dont la valeur moyenne de réalisation est passée de 84.560 F la tonne en 1953 à 71.040 F la tonne en 1954.

### VIII. — SITUATION DES EXPLOITATIONS

#### a) Exploitations aurifères du nord-est de la Colonie.

L'année 1954 a vu se poursuivre encore le développement des exploitations aurifères en roches dures. Par rapport à la production totale, le pourcentage de production d'or provenant des gisements primaires se situe à plus de 61 % en 1954, contre 57 % en 1953, 51 % en 1952, 44 % en 1951 et 35 % en 1949. Les raisons de cette évolution restent toujours les mêmes : épuisement progressif des gisements détritiques et abandon de plus en plus généralisé des gisements à trop basse teneur.

Cette évolution entraîne le développement de la consommation d'énergie, ainsi que la multiplication et le renforcement des usines de broyage et de traitement du minerai. De plus, les exploitations des gisements primaires s'approfondissent et descendent de plus en plus en dessous du niveau hydrostatique. De ce fait, la quantité d'or réfractaire augmente et pour sa récupération il s'avère nécessaire de développer les installations traitant par cyanuration.

La Société des Mines d'Or de Kilo-Moto a achevé la réalisation de son important programme d'établissement de lignes électriques haute tension entre ses deux secteurs de Kilo et de Moto. Les travaux devant permettre de doubler la capacité de production de la centrale hydro-électrique de Budana seront terminés en 1955.

Au Maniéma, les travaux d'érection d'une centrale hydro-électrique et d'une usine pour la mise en valeur du gisement primaire de Namoya sont activement poussés et seront vraisemblablement terminés au cours de l'année 1955.

Les méthodes d'exploitation des gisements détritiques n'évoluent pas beaucoup. L'abattage au monitor et le transport hydraulique restent les méthodes les plus économiques et, quand la chose est possible, il s'indique de les employer.

Pour la récupération de l'or provenant des gisements détritiques, le sluice reste l'appareil employé presque partout. Dans le cas de graviers argileux insuffisamment débourbés ou lorsque les dimensions des particules d'or sont très petites, les pertes restent encore très élevées.

#### b) Exploitations stannifères du Maniéma et du Ruanda-Urundi.

Ces exploitations se font encore, en majeure partie, dans les gisements détritiques alluvionnaires et éluvionnaires, la proportion des éluvions mises en valeur continuant à s'accroître. Les chantiers ouverts dans les gîtes primaires se développent cependant en nombre et en importance, tant au Congo belge qu'au Ruanda-Urundi. En 1954, plus de 17 % de la

cassitérite ont été extraits en gîtes primaires, contre 12 % en 1953, 9 % en 1952 et 7 % en 1951. Ce développement est beaucoup moins rapide que pour l'or, car les gisements détritiques de minerai d'étain sont encore fort importants. Il faut ajouter qu'au Ruanda-Urundi la mise en valeur des gisements en roches dures est fortement freinée par le manque d'énergie à bon marché.

Beaucoup d'exploitations stannifères traitant les alluvions et les éluvions sont encore peu mécanisées, mais vu l'augmentation continue du coût de la main-d'œuvre indigène, l'emploi des machines se développe, tant pour l'extraction que pour le transport des produits.

Les sociétés privées du Maniéma réalisent de sérieux efforts pour résoudre la question de l'énergie nécessaire aux mines, par l'établissement de centrales hydro-électriques. Le Ruanda-Urundi, par contre, souffre considérablement de ce manque d'énergie à prix raisonnable.

Dans les gisements, la cassitérite est souvent accompagnée de minéraux accessoires tels que tantalo-columbite, wolframite, ilménite, monazite, zircon, grenat, béryl, limonite, etc... La tantalo-columbite, qui a été très demandée en 1954 et à un prix intéressant, a vu sa production s'accroître fortement. La récupération de ce produit, qui se présente souvent en grains très fins, demande de grands soins si l'on veut éviter des pertes élevées. La wolframite, dont les prix se sont relevés après un réel effondrement, voit aussi sa production augmenter.

Le problème de la récupération de ce minerai habituellement très friable demande aussi beaucoup de précautions afin d'éviter des pertes trop importantes. Le béryl, dont le prix de vente est assez stable, commence à retenir l'attention, spécialement au Ruanda-Urundi. La récupération se fait par simple hand-picking. Des installations métallurgiques permettraient, très vraisemblablement, de valoriser d'autres minerais, tels l'ilménite et la monazite par exemple.

Le sluice est encore très utilisé pour le traitement du gravier stannifère. Le sluice à courants porteurs donne de bons résultats, mais pour la récupération des fines catégories il doit être suivi d'une table à secousse destinée à traiter les sables.

#### c) Exploitations stannifères de Manono-Kitotolo (Géomines).

Les travaux en cours pour l'augmentation de la centrale de Piana, dont la puissance sera portée de 15.000 à 40.000 CV, sont activement poussés. Les méthodes d'exploitation en roches dures s'améliorent progressivement et l'importance de cette production

ira en augmentant avec les quantités d'énergie disponibles.

Le spodumène (minerai de lithium), qui existe en quantités importantes dans les roches dures, a fait l'objet de multiples essais en vue de sa récupération et de sa transformation en carbonate de lithium. L'usine pilote qui fonctionne en Belgique donne de bons résultats et sera vraisemblablement transférée en Afrique au cours de l'année 1955. Quand les résultats y seront tout à fait concluants, on pourra passer à la construction d'une installation plus importante.

#### d) Groupe du cuivre.

Dans le cours de l'année écoulée, l'Union Minière du Haut-Katanga a continué ses travaux de développement et de modernisation.

1) A la mine Prince Léopold, on a terminé les travaux d'extension des sections de broyage et de flottation.

2) Au concentrateur de Kolwezi, les installations de broyage et de flottation ont été notablement augmentées.

3) A la mine Prince Léopold, le puits d'exhaure a été foncé jusqu'au niveau de 712 m, tandis que le puits d'extraction est en cours d'approfondissement.

4) Une nouvelle extension de la capacité de production de l'usine de Shituru est en cours d'étude et on va passer aux réalisations.

Comme suite à des essais concluants en laboratoire, on établit une section de grillage sulfatant appliquant le procédé « fero-solid ».

5) A la centrale hydro-électrique Delcommune à N'Zilo, le quatrième et dernier turbo-alternateur de 30.000 kVA a été mis en service et cette centrale est ainsi complètement achevée.

6) Un très gros effort a été accompli pour la construction de la centrale hydro-électrique Le Marinel et l'on peut maintenant escompter que la première turbine pourra faire ses essais vers la moitié de l'année 1956.

7) A proximité des usines de Métalkat, on a construit une petite usine pour le traitement des poussières germanifères provenant de Lubumbashi. Il sera fourni aux usines belges d'Olen, chargées d'en faire le raffinage, un produit germanifère concentré.

8) A l'usine de fabrication d'acide sulfurique de la Sogéchim, les travaux d'agrandissement sont activement poussés afin d'atteindre, vers le milieu de l'année 1955, une capacité de production annuelle de 110.000 t d'acide sulfurique.

#### e) Charbonnages.

Les charbonnages de la Luena, qui exploitent en carrière deux gisements peu profonds, sont équipés

d'engins d'extraction et de transport tout à fait modernes. Ils augmentent progressivement leur production en fonction du développement des besoins locaux.

Les charbonnages de Greinerville travaillent un gisement plus profond qui doit être exploité par travaux souterrains. L'extraction n'est pas encore fort importante par suite du peu de volume des besoins locaux.

#### f) Exploitations diamantifères du Kasai.

Il n'y a pas de changement important à signaler dans le secteur de Tshikapa. Des essais sont exécutés afin de trouver une mécanisation appropriée à l'état des gisements.

Dans le secteur de Bakwanga, la modernisation des mines se poursuit très activement. Deux grosses roto-pelles, dont la plus volumineuse atteint le poids de 600 t, sont en voie de montage et vont devoir extraire des cubes importants de stérile.

Dans le domaine du transport, on multiplie les longues courroies transporteuses à grande capacité.

L'électrification progressive de la plupart des installations de la mine se poursuit vigoureusement depuis l'achèvement de la centrale hydro-électrique Young.

#### g) Exploitation de la société Bécéka-Manganèse.

Cette exploitation, qui a débuté en 1950, se développe vigoureusement. Les travaux se font toujours en carrières à ciel ouvert avec chargement à la pelle mécanique et transport des produits par bennes Euclid.

Vers la fin de l'année, on a mis en marche la laverie destinée à l'enrichissement du minerai contenant moins de 50 % de manganèse.

La centrale électrique alimentée au mazout et au bois voit continuellement sa puissance s'accroître.

#### h) Asphaltes du Bas-Congo.

L'étude du gisement et la mise au point des méthodes d'extraction continuent. Les travaux de construction de l'usine, qui doit produire du bitume pur en partant des sables imprégnés, ont été poursuivis mais, par suite de retards, la mise en marche ne pourra se faire qu'en 1955. La fabrication d'agglomérés et de mastics à base d'asphalte fait l'objet de mises au point.

#### i) Recherches pour cuivre et accompagnateurs dans le Moyen-Congo.

Ces recherches sont poursuivies par les moyens classiques de sondages et tranchées. Un petit gisement de plomb et de vanadium a été découvert et va être mis en exploitation.

Des recherches par avion vont être prochainement entreprises.

## CHAPITRE II

### USINES DE TRAITEMENT

#### A. — OR

Les Mines de Kilo comptent huit usines de traitement. Par rapport à l'année 1953, il faut noter l'installation d'un moulin chilien supplémentaire.

Les Mines de Moto comptent huit usines de traitement. Le programme d'interconnexion du réseau électrique de Kilo et de Moto a été complètement terminé.

La Section Cyanuration de l'usine de Durba a été mise en marche au cours de l'année sous revue. De ce fait, le rendement métallurgique de cette usine a été notablement amélioré.

A la division Azimogu-Yebu, un nouveau moulin chilien est en cours d'installation.

*Minière Télé* : Les usines de la Minière Télé sont au nombre de trois contre quatre en 1953. Les engins de broyage de l'usine Mambati ont été transférés à l'usine Adumbi dont la capacité de traitement a été, de ce fait, notablement accrue.

*Mincobel* : Aucune modification de quelque importance n'a été apportée à l'usine de broyage et de traitement de la Société Mincobel au cours de l'année 1954.

*M.G.L. Sud* : Aucun changement n'est à signaler, au cours de l'année 1954, à l'usine de broyage et de traitement de la M.G.L. Sud à Mobale.

*Cobelmin* : Une usine pilote traitant les produits filoniens du Secteur Namoya a fonctionné au cours de l'année 1954. Le montage de l'usine de traitement par cyanuration du minerai filonien provenant du gisement de Mwendamboko est en cours d'exécution.

*Sorekat* : Aucun changement de quelque importance n'a été apporté à l'usine de broyage, d'amalgamation et de cyanuration de la Société Serekat.

L'extension de cette usine permettant d'augmenter la capacité sera probablement terminée en 1955.

## B. — CASSITERITE

*M.G.L. Centre* : Une nouvelle usine de broyage et triage de quartz stannifère a été mise en marche dès le début de l'année sous revue.

*M.G.L. Sud* : Une usine de traitement de minerai de wolframite a été mise en marche à Gombo.

*Cobelmin* : L'usine de traitement prévue pour le minerai de la carrière filonienne de Nyangulube, du secteur de Kampene, a été mise en marche.

La centrale hydro-électrique, construite sur la rivière Kunda et fournissant l'énergie à cette usine, a été mise en service fin 1953.

Dans le secteur Kailo, une usine de traitement du minerai du gisement primaire de Mokama a été mise en marche au cours de l'année sous revue. Dans le secteur Kima, une usine de traitement de tailings provenant de gisements éluvionnaires a fonctionné au cours de l'année 1954.

*Géomines* : Quelques légères modifications ont été apportées à certaines laveries en vue d'améliorer leur rendement de récupération ainsi que leur alimentation en minerai. Le tonnage horaire de minerai traité par l'usine de broyage et de traitement des pegmatites dures s'est considérablement accru, sans que la capacité effective du broyage ait été augmentée. La modification comportant le criblage sous eau du minerai avant son passage dans les broyeurs à barres se poursuit. On prévoit, grâce à cette modification, une augmentation de la capacité des broyeurs à barres de 40 % au moins; il en résultera d'autre part une amélioration appréciable de la récupération.

*Sermikat* : Il y avait en activité, au cours de l'année sous revue, six laveries mécaniques dont les principes et équipement n'ont pratiquement pas varié.

## C. — GROUPE DU CUIVRE

(Cuivre - Cobalt - Zinc - Argent - Cadmium)

### I. — Concentration des minerais.

a) *Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères de Jadotville-Panda.*

Ce concentrateur n'a pas fonctionné en 1954.

b) *Usine de concentration des minerais sulfurés cuprifères et zincifères de Kipushi.*

Le principe du traitement des minerais sulfurés n'a pas changé. Toutefois, quelques modifications ont été apportées au concentrateur en vue d'en améliorer la capacité.

c) *Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères et cupro-cobaltifères de Kolwezi.*

Une première section pour le traitement des minerais mixtes (oxydés et sulfurés) a été construite.

d) *Laverie de Ruwe.*

Aucune modification importante n'a été apportée à cette laverie au cours de l'année sous revue.

e) *Laverie de Kamato.*

Aucune modification importante n'a été apportée à cette laverie depuis l'an dernier.

f) *Laverie de Ruashi.*

Cette laverie traite du minerai en provenance des

anciens remblais de la mine de Ruashi et en provenance des mines de l'Etoile et de Kiswishi.

Le flow sheet de l'installation et la destination des produits n'ont pas changé depuis l'an dernier.

### II. — Métallurgie.

a) *Usine de convertissage d'Elisabethville-Lubumbashi.*

Dans le hall de convertissage, une seconde chaîne de coulée, achevant le dédoublement des appareils de coulée, a été installée. A part cela, aucune installation nouvelle ou modification importante n'a été apportée à cette usine au cours de l'année sous revue.

b) *Usine de Shituru.*

Le projet d'installation d'une section de flottation à la section de broyage n'a pas eu de suite. A la section lixiviation, les trois nouveaux mélangeurs-répulseurs ont été mis en service en 1954. Un système de double filtration a été installé pour le traitement des superslimes (boues très fines) dont le lavage à contre-courant a été supprimé.

La section de dénickelage a été mise en service au cours de l'année sous revue.

*Usine des fours électriques de Panda.*

Les cinq fours électriques et le four Brackelsberg ont été en activité jusqu'au mois d'octobre 1954. A ce moment, la fabrication d'alliage cobaltifère a été arrêtée par suite de pénurie de courant électrique. Au cours de cet arrêt, diverses transformations et améliorations furent entreprises, notamment le remplacement de deux fours monophasés par un troisième four triphasé et l'installation d'une conduite générale pour captage des gaz, ainsi que d'une grande cheminée pour leur évacuation.

*Usine d'électrolyse et de fusion du cobalt.*

La construction d'un troisième décanteur à précipité de cobalt a été entreprise au cours de l'année 1954.

c) *Usine « Métalkat » à Kolwezi.**Usine à zinc électrolytique.*

L'usine annexe pour le traitement des boues cuivreuses, ainsi que l'usine annexe pour le traitement des boues cadmifères, ont été mises en service au cours de l'année sous revue.

**D. — CHARBONNAGES DE LA LUENA**

Aucune modification importante n'a été apportée aux installations de préparation du charbon au cours de l'année sous revue.

**E. — EXPLOITATIONS DIAMANTIFERES DU KASAI**

Aucun changement important n'a été apporté dans les laveries mobiles du secteur Tshikapa. A la centrale de triage de ce secteur, les sècheurs à rayons infra-rouges ont été remplacés par des tables chauffantes.

A la centrale de triage de Bakwanga, un nouveau broyeur pour traitement des tailings noirs a été installé.

## CHAPITRE III

**CARRIERES**

En 1954, le Service des Mines a poursuivi son travail d'étude et d'inspection des carrières permanentes dans la plus grande partie du territoire congolais.

La production des carrières a encore enregistré un accroissement très important grâce aux investissements privés, aux réalisations du Plan Décennal, au développement spectaculaire de la construction d'habitations spécialement pour les indigènes.

L'équipement moderne des carrières se poursuit favorablement, tout spécialement dans la région de Léopoldville.

*Production* : Environ 1.840.000 t de moellons et de pierrailles destinées surtout à la construction, aux travaux publics et au ballastage des voies de chemins de fer ont été produites à partir des car-

rières permanentes. Ce chiffre est en augmentation de plus de 30 % sur celui de 1953. Il est à remarquer que plus de la moitié de la production se fait dans la région de Léopoldville dont l'essor dans ce domaine continue à être remarquable.

Il faut noter que la production renseignée ci-dessus est uniquement la production commercialisée et ne tient pas compte d'importants tonnages extraits pour les travaux portuaires, pour la fabrication du ciment, pour les travaux d'aménagement réalisés par les sociétés minières, etc.

Les besoins sont toujours croissants, spécialement dans le Bas et le Moyen Congo et dans le Sud du Katanga et on peut prévoir la continuation de l'accroissement de la production au cours des prochaines années.

## CHAPITRE IV

**EXPLOSIFS****Consommation.**

Les consommations d'explosifs, relevées uniquement dans les mines et les carrières, ont été en 1954 :

Explosifs de la classe 2 ou des dynamites .....	4.077 t
Explosifs de la classe 1 ou des poudres .....	9 t
Détonateurs ordinaires .....	3.299.850
Détonateurs électriques :	
ordinaires	609.510
à temps	430.050
Mèches bickford .....	8.228.820 m
Cordeau détonant .....	1.511.520 m

Par rapport à l'année 1953, nous constatons un accroissement d'environ 24 % de la consommation des explosifs de la classe des dynamites. Les consommations sont toujours particulièrement importantes dans les exploitations minières du Katanga.

L'augmentation de la consommation d'explosifs dépasse l'accroissement en volume de la production minière et s'explique surtout par l'augmentation de la production dans les gisements primaires.

**Production.**

La Société Afridex a fabriqué en 1954, dans ses usines situées à Kakontwe et à Manono, 3.501 ton-

nes d'explosifs de la classe des dynamites à base de chlorate de soude. Ceci représente une augmentation de la production d'explosifs de 57 % environ par rapport à celle de l'année 1953. La fabrication locale couvre actuellement 85 % de la consommation.

La Société Afrimèche a entrepris la construction d'une usine pour fabrication de mèches, située à Kakontwe, au mois d'avril 1954. Cette usine doit entrer en activité dans le courant de l'année 1955.

## CHAPITRE V

### MAIN-D'ŒUVRE

#### XII. — SITUATION

Les effectifs européens et indigènes, employés au 31 décembre 1954 dans les exploitations minières du Congo belge et du Ruanda-Urundi, se présentent comme suit :

e) Dans la province **Orientale**, le mouvement amorcé les années précédentes se poursuit. A côté du statu quo de la M.O.E., nous assistons encore à une importante diminution de la M.O.I. employée. La production ayant peu varié, il en résulte une

Provinces	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville .....	32	651
Kasaï .....	231	17.029
Katanga .....	2.206	30.138
Kivu .....	392	37.660
Orientale .....	207	17.925
Equateur .....	21	115
<b>Total :</b>		
Congo belge .....	3.089	103.518
Ruanda-Urundi .....	159	17.547
<b>Total Congo belge et Ruanda-Urundi ...</b>	<b>3.248</b>	<b>121.065</b>

La comparaison avec les effectifs employés au 31 décembre 1953 permet de dégager les faits suivants :

a) Dans la province de **Léopoldville**, les effectifs sont en diminution du côté de la M.O.E. et en augmentation pour la M.O.I. Ce personnel est occupé, en majeure partie, à des travaux de prospection.

b) Dans la province du **Kasaï**, la M.O.E. et la M.O.I. diminuent. La production étant presque stationnaire, il y a dans l'ensemble augmentation de la productivité de la main-d'œuvre.

c) Dans la province du **Katanga**, la M.O.E. et la M.O.I. augmentent, mais pour cette dernière d'une quantité très faible. La production étant en augmentation, nous constatons encore une augmentation de la productivité de la M.O.I.

d) Dans la province du **Kivu**, la M.O.E. et la M.O.I. sont en notable diminution. La production, par contre, est en augmentation, spécialement au Maniéma. Nous devons donc en conclure que, dans les exploitations de l'étain et de ses accompagnateurs, il y a eu une augmentation de la productivité de la main-d'œuvre, augmentation rendue d'ailleurs nécessaire par la diminution du prix de vente des produits extraits.

augmentation de la productivité de la M.O.I., en ordre principal à la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto.

f) Pour la première fois est signalée la présence de main-d'œuvre minière dans la province de l'Equateur. Il s'agit de la mission de prospection géophysique qui a travaillé dans la Cuvette Centrale.

g) Dans le **Ruanda-Urundi**, il y a diminution, tant de la M.O.E. que de la M.O.I. Comme la production minière dans son ensemble est en augmentation, il y a donc accroissement de la productivité de la main-d'œuvre.

h) Pour l'ensemble des mines du **Congo belge** et du **Ruanda-Urundi**, le total des effectifs employés au 31 décembre 1954 marque, par rapport aux effectifs recensés au 31 décembre 1953, une augmentation de la M.O.E. de 72 unités et une diminution de la M.O.I. de 6.630 unités. Cette dernière diminution s'est fait sentir tant au Congo belge qu'au Ruanda-Urundi.

Par rapport aux travaux effectués, la répartition de la main-d'œuvre occupée dans les mines se présente comme il est indiqué dans le tableau ci-après :

Provinces	Exploitation		Usines trait.		Prospection		Service div.	
	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville .....	—	—	—	—	22	396	10	255
Kasaï .....	210	15.744	—	—	21	1.285	—	—
Katanga .....	921	19.228	593	5.642	89	1.615	603	3.653
Kivu .....	242	30.527	14	461	28	1.425	108	5.247
Province Orientale ..	155	14.696	35	2.456	14	651	5	122
Equateur .....	—	—	—	—	21	115	—	—
Total :								
Congo belge .....	1.528	80.195	642	8.559	195	5.487	724	9.277
Ruanda-Urundi .....	115	16.087	—	—	23	957	21	503
Total Congo belge et Ruanda-Urundi .....	1.643	96.282	642	8.559	218	6.444	745	9.780

On remarque à la lecture de ce tableau que la main-d'œuvre indigène occupée aux travaux d'exploitation et aux services divers a diminué assez sérieusement. La diminution a affecté également les effectifs consacrés à la prospection, spécialement dans les secteurs de l'or et de l'étain. Cette dernière situation ne peut pas être accentuée sans risquer de nuire à l'avenir de certaines mines. Enfin, le nombre d'ouvriers employés aux usines de traitement a augmenté en fonction du développement et de la multiplication de ces usines de traitement.

### XIII. — PRODUCTIVITE DE LA MAIN-D'ŒUVRE

Dans les tableaux ci-après, il a été calculé les rendements moyens en volume et en valeur de la main-

d'œuvre employée dans les mines. Ces rendements ont été obtenus en divisant, soit le poids de la production, soit la valeur de réalisation de cette production, par les chiffres des effectifs totaux occupés au 31 décembre 1954. Ces chiffres n'ont pas une valeur absolue, car il aurait fallu prendre, comme diviseur, les effectifs totaux moyens au travail pendant toute l'année 1954. Cependant, les résultats ainsi calculés permettent de se faire une idée suffisamment exacte de la productivité de la main-d'œuvre dans les différentes mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi, groupées suivant les substances produites.

Dans les totaux de la main-d'œuvre, on n'a pas repris l'effectif des sociétés qui ne font que des travaux de prospection.

#### Congo belge.

Substances extraites	Main-d'œuvre		Rendement annuel			
	M.O.E. totale	M.O.I. totale	M.O.E.		M.O.I.	
			kg	Valeur de réalisation en F	kg	Valeur de réalisation en F
Or alluvionnaire .....	190	16.594	22,55	1.274.100	0,258	14.588
Or filonien .....	99	6.678	70,21	3.967.790	1,041	58.823
Cassitérite, mixtes, minerais associés .....	524	39.110	57.403	2.972.600	501	39.828
Charbon .....	29	1.048	13.069 t	4.704.000	361 t	130.170
Diamants du Lubilash ..	139	5.896	86.700 cts	7.664.500	2.044 cts	180.694
Diamants du Kasaï ...	91	10.918	6.246 cts	2.323.300	52 cts	19.365
Cuivre, cobalt, manganèse, zinc, argent, cadmium.	1.956	22.190	393.400	5.845.700	34.680	515.280
Pour tout le Congo ...	3.028	102.434		4.967.100		146.280

#### Ruanda-Urundi.

Or .....	5	599	26	1.480.600	0,217	12.358
Cassitérite, mixtes et minerais associés .....	152	16.524	23.513	2.214.300	216	19.688
Bastnaesite .....	2	424	187.500	5.812.500	884	27.417
Pour tout le Ruanda-Urundi .....	159	17.547		2.165.700		19.625

Année	M.O.E.	M.O.I.
1938	2.261	149.961
1939	2.325	151.466
1940	2.293	163.897
1941	2.346	181.302
1942	2.374	192.861
1943	1.919	170.884
1944	1.980	159.598
1945	2.457	164.557
1946	2.152	138.906
1947	2.481	134.007
1948	2.692	140.195
1949	2.643	139.442
1950	2.600	128.826
1951	2.887	129.904
1952	3.082	132.178
1953	3.176	127.695
1954	3.248	121.065

### XV. — RECAPITULATION

Le tableau suivant donne le relevé de la main-d'œuvre employée dans les mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi, à partir de l'année 1938.

Nous assistons de nouveau à une augmentation de la main-d'œuvre européenne occupée dans les mines, conséquence naturelle de l'augmentation de la production et du développement de la mécanisation. Comme le chiffre de la main-d'œuvre indigène diminue sérieusement, le rapport entre la main-d'œuvre indigène et la main-d'œuvre européenne d'encadrement diminue également. En 1948, nous trouvons en moyenne environ 52 indigènes par européen. Ce chiffre en 1954 est descendu à 37 environ.

Léopoldville, le 6 septembre 1955

*Le Directeur-Chef de Service,*  
A. VAES.

## Sélection de fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.*
- b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.*

### A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 24

Fiche n° 13.337

**J. SCHEERE.** Contribution à l'étude des Tonstein du Terrain houiller belge. — Publication n° 19 de l'Association pour l'Étude de la Paléontologie et de la Stratigraphie houillères, 1955, 38 p., 3 pl.

Sept niveaux de tonstein du Westphalien C et un niveau au sommet immédiat du Westphalien B sont signalés et décrits dans des Charbonnages des Bassins houillers du Couchant de Mons, du Centre et de la Campine.

Il s'agit de « Kristall-tonstein » de la classification d'A. Schueller.

La description pétrographique et les analyses röntgénographiques et chimiques montrent que le minéral d'argile pratiquement exclusif est la kaolinite.

Bien que les tonstein examinés se différencient, du point de vue macroscopique, parfois nettement (couleur claire et structure massive) des schistes houillers habituels, il apparaît, d'après l'étude microscopique et röntgénographique, que la seule différence entre ces deux types de roches argileuses consolidées réside dans le fait des minéraux d'argile: dans les tonstein, nous ne rencontrons presque uniquement que de la kaolinite (celle-ci par endroits ayant cristallisé en forme vermiculaire); par contre,

dans les schistes houillers habituels, on trouve, outre la kaolinite, de l'illite ou de la muscovite.

Nous considérons dès lors les tonstein comme des cas particuliers des schistes houillers. Tout comme ces derniers, ce sont des roches détritiques, mais dont les minéraux d'argile ont subi l'influence, pendant un temps suffisamment long, d'un milieu franchement acide, de manière telle que tous les constituants argileux sont dégradés jusqu'au stade de la kaolinite.

### B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 117

Fiche n° 13.191

**F. EBBERT.** Zweckensprechendes Bohren und Schiessen im Zusammenhang mit dem Laden von Bergen durch Polygreifer. *Disposition du forage et du tir des mines pour faciliter le chargement au grappin poulpe.* — *Bergbau Rundschau*, 1955, juin, p. 320/322, 2 fig.

L'emploi des grappins-poulpes, tels par exemple ceux de la firme W. Scheidt, se montre très avantageux pour l'avancement du creusement des avale-resses. Pour en obtenir le meilleur rendement, il y a cependant lieu d'apporter quelques modifications au mode habituel dans le chargement à la main. Avec ce dernier, en effet, l'ouvrier cherche à obtenir un tas de pierre aussi relevé que possible avec des pierres de moyenne grosseur qu'on charge aisément

dans un cuffat dont le bord est plus bas que le niveau du tas. Au contraire, avec le grappin, il faut chercher à obtenir un tas aussi horizontal que possible pour que, dès le premier trait, le grappin se remplisse bien. Il faut, de plus, éviter les grosses pierres difficiles à saisir et qui empêchent la fermeture du grappin, laissant fuir les fines. A cet effet, le tir à micro-retards et des charges suffisantes sont recommandables, en évitant toutefois un excès qui pourrait produire des projections jusqu'au châssis support du grappin. La disposition à bouchon convergent est recommandée.

IND. B 12

Fiche n° 13.193

**H. et H. MUELLER vom BERGE.** Der wasserdichte Schachtausbau beim Abbau des Schachtsicherheitspfeilers. *L'étanchéité des revêtements de puits malgré l'exploitation de massifs de protection.* — **Glückauf**, 1955, 16 juillet, p. 809/814, 6 fig.

Si l'on doit exploiter un massif de protection de puits se trouvant sous des niveaux aquifères, il est avantageux d'envisager cette éventualité dès le creusement du puits et de choisir un revêtement adéquat. L'auteur passe en revue le cas de différents puits qui ont subi des dommages du fait de reprise de massifs ou dont l'épaisseur était trop faible. Le système de cuvelage anglais à panneaux en quinconce avec joints à planchettes est décrit et comparé avec le système allemand à anneaux en acier. L'expérience montre que le premier, plus élastique, a un meilleur comportement. Le danger de la rouille n'est pas à négliger et ici encore le choix anglais de la fonte avec sa couche naturelle de protection est très justifié.

IND. B 31

Fiche n° 13.284

**H. ALEXANDER.** High speed tunnelling. *Creusement de tunnel à grande vitesse.* — **Colliery Guardian**, 1955, 25 août, p. 246/248, 3 fig.

Le tunnel Allt-na-Lairige fait partie d'un réseau écossais d'alimentation pour centrale hydro-électrique qui, sans être de première importance, comporte cependant un barrage pré-contraint, le premier de son genre en Europe occidentale. Le tunnel a une section de 2 m × 2,40 m de hauteur et une longueur de 2 km, le terrain est du granite. Ce fait et la petitesse de la section ne permettaient pas des avancements de plus de 2,10 m à 2,40 m par tir de mines. Les entrepreneurs (Marples Ridgway et Portman Ltd) se sont cependant attachés à aller vite, spécialement par l'emploi d'air comprimé à 8 kg et l'utilisation d'un shuttle-car de leur construction. Trois marteaux « Silver 5 » sur béquilles pneumatiques ont été utilisés avec taillants en carbure de tungstène; on a constaté qu'un taillant durait pour le creusement de 90 m de trou, le forage de 2,40 m de trou dure 4 minutes et la vitesse de creusement moyenne, tout compté, 45 à 50 cm/minute : temps total de forage 35 minutes/cycle. La roche abattue était chargée avec une pelle Eimco 21. La plus grande partie du tunnel fut creusée avec chargement sur berlines. Le cycle prenait 175 minutes. l'em-

ploi d'un shuttle-car avec pelle Eimco en tête a ramené le temps du cycle à 132 minutes, soit 133 m en 7 jours contre 128 m en 7 jours antérieurement (personnel 9 hommes).

### C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 2214

Fiche n° 13.127

**G. DORSTEWITZ.** Betrachtungen über das schlagende und drehschlagende Bohren im Blickfeld des Andruckes. *Considérations sur les forations percutante et vibro-rotative du point de vue de la pression d'appui.* — **Bergfreiheit**, 1955, mai, p. 182/188, 14 fig.

Exposé présenté à Essen le 25 septembre 1954, lors de l'Exposition.

Foration percutante. La pression croissante de l'air comprimé augmente la pression d'appui, d'où accroissement de l'avancement en cm/min; cette pression est toutefois limitée par la pression de recul qu'elle entraîne; une pression trop faible entraîne des vibrations. On peut jouer sur le diamètre et la course du piston pour déterminer l'avancement; enfin, l'inclinaison du support du marteau influe sur la pression d'appui. Ce sont ces considérations qui ont amené les constructeurs aux supports d'affûts à traîneau pour assurer la constance de la pression d'appui.

Foration vibro-rotative. Etant donné la solidarité entre percussion et rotation, les mêmes considérations jouent, mais sont compliquées par la partie rotative et les ensembles supports-affûts doivent être perfectionnés; il serait désirable d'arriver à construire des appareils assez légers pour ne pas nécessiter des pressions d'appui aussi fortes que celles pratiquées aujourd'hui.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. C 4220

Fiche n° 12.863 - I à III

**P. BINS, E. POTTS.** The ploughability of coal seams. *L'aptitude au rabotage des couches de charbon.* — **Colliery Engineering**, 1955, mai, p. 200/204, 9 fig. juin, p. 241/246, 11 fig., et juillet, p. 289/293, 9 fig.

Le rabot offre de grands avantages : pas de fumées de tir, moins de poussières qu'avec les chaînes de havage; de plus, il permet l'exploitation des couches minces de 45 à 50 cm, nombreuses dans le Durham. Cependant, plusieurs installations n'ont pas donné les résultats attendus du fait qu'on est mal informé sur les données de base du rabotage. C'est pourquoi le King's College, en collaboration avec la Division Nord du National Coal Board, a entrepris des essais en laboratoire et en chantiers pour établir l'aptitude au rabotage des couches. Comme le premier rabot, introduit en 1947 par la Durham Co dans la couche Bottom Busty au puits Morrison Busty, avait donné de bons résultats, c'est là qu'on s'est rendu pour contrôler la reproductibilité des résultats avec le matériel projeté qui est décrit. Il comporte une presse hydraulique à 140 atmosphères, un cylindre à piston susceptible d'exercer un effort de 8,6 t et portant une lame de rabot en bout de

tige (un amortisseur des coups de piston de 10 cc de capacité est prévu entre les deux engins); enfin, un enregistreur circulaire à deux plumes avec minuterie est relié par câbles Bowden au cylindre à piston. Le lieu des essais a été soigneusement choisi pour éviter l'influence des poussées de toit variables qui existeraient en taille. Dans un stot de galerie, on a creusé cinq loges de 1,20 m de profondeur à des intervalles de 9 m. On a enlevé 30 cm de charbon friable et assuré un bon calage de départ. Les lames ont une hauteur de 15, 10 ou 5 cm et des angles de coupe de 30, 45 et 60°.

La couche Bottom Busty de 90 cm d'ouverture est constituée principalement de vitrain friable avec des clivages très marqués. A la base de la couche, il y a 15 à 20 cm de durain surmonté de 1 à 2 cm de schiste. La couche se détache bien du toit et du mur. Différentes séries d'essais ont été effectuées avec l'outillage décrit à différents niveaux dans la couche avec angle de coupe à 45°, lame de 15 cm et passe de 7,5 cm. Des diagrammes donnent la charge en fonction de la pénétration. Des passes de 15 et 30 cm ont aussi été effectuées et les angles de coupe ont 30 et 60°. Les diagrammes présentent des dents de scie plus ou moins horizontales dont on considère l'amplitude maximum. Pour des passes de 7,5-15 et 30 cm, on a des pointes de charge maximum d'environ 1350 kg, 2480 kg et 2790 kg. L'avantage de couper d'abord à certains niveaux est discuté. Le mécanisme de l'arrachage varie avec l'angle de coupe.

A la même mine Morrison Busty, on a ensuite effectué des essais dans la couche Brockwell (ouverture 65 cm environ) qu'on exploite à l'heure actuelle avec un rabot scraper Haarmann. Le coffret comporte un ampèremètre. On a donc pu mesurer la puissance consommée à tout moment et faire des moyennes. Ces valeurs (de 115 à 145 A) sont comparées à celles qu'on peut déduire par le calcul des essais d'aptitude au rabotage en tenant compte des charges multiples à remorquer (de 108 à 179 A).

Les auteurs terminent par les essais effectués dans les couches Low Main (1,35 m) à la mine Horden et couche B (48 cm) à la mine Waterhouses.

Dans Low Main, de nombreux essais de rabotage infructueux ont été effectués depuis octobre 1952 jusqu'en avril 1954, essais d'infusion d'eau et de préhavage qui n'ont rien donné, de même que le tir : le rabot a été enlevé et on a repris la méthode habituelle. La composition de la couche est donnée laie par laie, elle comprend surtout du clarain avec au centre 8 cm de durain surmontant une bande pyriteuse; les essais d'aptitude au rabotage ont été effectués dans une taille de 145 m à la profondeur de 360 m, sur une quinzaine de mètres, à environ 50 m de la voie de tête. Aux endroits les plus durs, les essais à la lame ont montré qu'il faut un effort de 7 t environ pour enlever un copeau de 7,5 cm. Des mesures simultanées avec étançons-dynamomètres Dowty ont donné 269 t sur une longueur de taille de 7,50 m. Les anciens travaux dans la couche voisine Hutton sont signalés.

Dans la couche B, les essais d'aptitude ont coïncidé avec l'essai d'un rabot multiple Gusto. La

couche est friable et les difficultés proviennent de ce que le rabot prend parfois dans le mur gréseux qui est irrégulier; pour couper ce dernier, il faut un effort de 2,2 t, alors que le charbon ne demande que 600 kg.

Conclusion générale : l'appareillage de mesure de l'aptitude au rabotage fonctionne bien. L'angle de la lame est un facteur important, il doit être tenu aussi près de 30° que possible. Les essais à Horden montrent qu'il y a une relation entre l'aptitude au rabotage et les pressions de terrains.

#### D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 13.291

W. DREYER. Ueber das Festigkeitsverhalten sehr verschiedenartiger Gesteine. *Résistances de minéraux très divers.* — *Bergbauwissenschaften*, 1955, juillet, p. 183/191, 9 fig.

Etude de deux roches éruptives (basalte, diorite) et de huit sédimentaires (grès bigarré, calcaire, trois variétés de sel gemme, sylvinite, deux variétés de potasse de Stassfurt). Courbe des déformations quasi statiques en fonction des contraintes croissantes selon l'axe principal privilégié; influence d'un traitement thermique, par exemple pour le sel gemme, cas où l'on peut faire disparaître l'anisotropie due aux contraintes subies dans le massif. Effet de ces contraintes antérieures à l'essai sur la forme des courbes. Résistance à la rupture à la compression; module d'élasticité et influence sur celui-ci du coefficient de forme (hauteur : racine carrée de la section); variation du module avec la charge. Coefficient d'allongement transversal et sa mesure. Bibliographie. Seize références.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. D 21

Fiche n° 13.329

L. CALEMBERT. Géologie, mines et urbanisme dans le Pays de Liège. *Annales de la Société Géologique de Belgique*, 1955, juin, p. 429/460, 3 fig., 1 pl.

Depuis 1948 et grâce à diverses collaborations, l'auteur a réuni une documentation géologique et minière en vue d'utilisation par l'urbanisme régional; elle concerne la région entre les méridiens de Saint-Georges et de Soumagne et les parallèles de Lixhe et de Tilff. La région chevauche plusieurs unités très dissemblables, aussi bien au point de vue lithologique que tectonique, du relief ou de l'hydrogéologie. Dans son exposé, l'auteur traite d'abord des connaissances acquises sur les influences géologiques ou naturelles, sur les influences minières ou humaines et sur leur intervention combinée dans la région envisagée. Ensuite, il recherche dans quels domaines et de quelle manière les notions réunies sont utiles aux urbanistes. Enfin, à la lumière des résultats fragmentaires obtenus, il est montré par quelles méthodes et grâce à quels moyens il paraît

possible de faire mieux et davantage dans le champ prospecté.

Au cours de l'exposé, il est notamment signalé les observations faites au charbonnage de la Grande-Bacnure sur les affaissements miniers dus à l'exploitation par panneaux d'une couche de 1,20 m à 200 m de profondeur. Selon M. Denoël (ingénieur attaché à la direction), les affaissements sont demeurés insignifiants un an après le passage des travaux dans la zone susceptible d'influencer les repères. Trente-deux ou trente-six mois après ce passage les affaissements atteignent environ 4,5 % de l'ouverture de la couche.

IND. D 220

Fiche n° 13.126

**H. WOHLBIER.** Erkenntnisse aus bisherigen Gebirgsdruckmessungen in Bezug auf den Grubenausbau. *Connaissances acquises du point de vue soutènement par les mesures de pression de terrain.* — *Bergbauwissenschaften*, 1955, juin, p. 172/175.

Article très général et de caractère bibliographique marqué. A côté de calculs théoriques basés sur la théorie de l'élasticité, on a étudié la pression du terrain par des mesures directes, surtout pour connaître la charge que supportent les éléments de soutènement et la manière dont ils travaillent : nombreux travaux ayant permis de rassembler un nombre suffisant de données pour permettre une étude tenant compte de la loi des grands nombres.

Travaux sur la dynamique de la taille : influence du soutènement, des conditions géologiques, de la méthode d'exploitation de travaux voisins des systèmes de plans de moindre résistance.

Les mesures en voies, et parfois en galeries; méthodes de la topographie de précision, des mesures par dynamomètres : travaux allemands les plus connus. Comment travaille le soutènement en voies et dynamique des voies.

Bibliographie, 32 référ. (Résumé Cerchar Paris).

IND. D 222 et D 1

Fiche n° 13.377

**J. JENKINS.** Mechanics of floor penetration in mines. *Théorie mécanique du poinçonnage du mur dans les mines.* — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 2 septembre, p. 541/547, 11 fig.

Lorsqu'un étauçon en taille poinçonne le mur, la résistance offerte par l'étauçon est indéterminée et peut être très petite. Des essais ont été effectués en vue de prévenir ce phénomène.

La résistance d'un bloc de roche à la compression entre mâchoires a été étudiée. On obtient des courbes variables avec la vitesse de compression et lors de la décompression, il y a hystérésis, il reste une déformation permanente. D'autre part, si on maintient la charge constante un certain temps, il y a une certaine déformation dans le temps. Lors de la rupture, les lignes de fissuration sont obliques sur la direction des pressions (conforme à la théorie de Mohr).

Des essais photoélastiques ont été effectués pour déterminer la distribution des tensions sous la base

de l'étauçon. Un diagramme de la variation de la tension avec la distance au bord le long d'une ligne à 45° sur le profil de base, et cela pour plusieurs grandeurs de base, montre qu'une roche quelconque peut supporter une plus grande charge par unité de surface pour une base étroite que pour une grande. Ceci s'explique par la concentration des tensions le long du pourtour. La photoélasticité en volume montre que les cylindres circulaires sont préférables à ceux de base carrée. Des essais au fond avec dynamomètre confirment ces conclusions.

Pour réduire la concentration des tensions au périmètre, l'expérience montre que c'est l'intercalation d'un matériau tendre (bois) à la base qui donne les meilleurs résultats. Discussion.

IND. D 222

Fiche n° 13.238

**H. STEPHENSON et S. LEWIS.** A strata control survey. *Une étude du contrôle des couches.* — *Colliery Guardian*, 1955, 21 juillet, p. 65/70.

Exposé à l'Institut of Min. Eng. à Cannock le 18-5-1955 sur une étude faite à la Houillère Kingsbury. Taille A - front dégagé 150 m, trois voies, plateure; haveuse à bras recourbé; saignée de 18 cm, rouillure arrivant à 20 cm du toit; largeur ouverte 5,4 m; étauçons Dowty de 20 t avec chapeaux articulés G.H.H.; piles. Taille B - classique 265 m, trois voies, havée de 18 cm, largeur ouverte 4,5 m, étauçons et chapeaux rigides; piles.

— Convergence totale (convergence propre + feuilletage + fléchissement des étauçons) : en moyenne de 52 mm par m d'avancement; plus forte au cours des postes actifs.

— Charge sur étauçons. A : de 4 t à la mise en charge, atteint 20 t; B : de 2 t à la mise en place, atteint 40 t.

— Pénétration du toit. Pour 2,5 mm, on note : A : d'abord 560 kg/cm<sup>2</sup>, puis 600 à 1000 kg/cm<sup>2</sup> jusqu'à 2 cm; au delà : 1000 kg/cm<sup>2</sup>. B : 100 à 650 kg/cm<sup>2</sup> jusqu'à 1 cm; au delà : 600 kg/cm<sup>2</sup>.

— Pénétration du mur pour 2,5 mm : A : 470 kg/cm<sup>2</sup> initialement, puis 42 - B : 280 kg/cm<sup>2</sup> assez uniformément. (Résumé Cerchar Paris).

IND D 710 et D 712

Fiche n° 13.278

**W. ADCOCK.** Roof bolting : its application in the East Midlands division. *Le boulonnage du toit : son emploi dans la division Centre-Est.* — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 19 août, p. 425/433, 10 fig.

A la suite d'une visite d'équipe aux États-Unis et du rapport qui l'a suivie (65 % du charbon extrait dans un État en 1951 proviennent de chantiers boulonnés), il a été décidé d'essayer le boulonnage dans les East Midlands.

L'auteur décrit les principes généraux; outre les boulons à coins et à coquille, il signale l'apparition d'un boulon qui combine les avantages des deux systèmes, il est très robuste et très simple : le boulon à coin et manchette. C'est une barre filetée à un bout et en forme de burin à l'autre, sur laquelle on enfle un manchon rainuré sur sa longueur. La

barre étant dans le trou de sonde, on pousse le manchon au moyen d'un tube télescopique, puis, ayant calé un cylindre en bout de filetage, on y envoie de l'eau d'une presse hydraulique à main, de sorte que le manchon s'ouvre sur le burin et l'on peut obtenir une tension de 8 t (*Colliery Guardian*, 1955, 7 avril, p. 27).

L'auteur décrit ensuite les essais dans cinq charbonnages et, dans la discussion intéressante qui y fait suite, A. Wright cite trois applications particulières du boulonnage (deux en taille et une en nouveau). Les cinq cas étudiés se rapportent au boulonnage en galerie. Dans le second cas, on a dû suspendre le boulonnage par suite du soufflage du mur. Dans le premier cas, au passage d'un rejet à une paroi, le toit s'est bien comporté comme une poutre continue : il a glissé tout d'une pièce et lentement de la hauteur du relais. Dans les trois autres cas, le boulonnage continue.

## E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1316

Fiche n° 12.920

X. « Continuous » mining approaches reality. *L'abattage continu se rapproche de la réalité.* — *Mechanization*, 1955, mai, p. 47/52, 11 fig.

Description (sans schéma de principe) d'un convoyeur extensible Joy susceptible de suivre l'avance de l'abatteuse continue à la mine Norton n° 3 (Ohio).

Appareil composé essentiellement : 1° d'une tête motrice se déplaçant d'elle-même sur chenilles, comportant un dispositif d'emmagasinage d'une réserve de 30 m de courroie (moteurs de 25 CV actionnant la courroie et de 7,5 CV actionnant les moteurs hydrauliques qui commandent le mouvement des chenilles et le rebobinage de la courroie à la fin du défilage d'une chambre) - 2° d'un autre élément sur chenilles susceptible de suivre le mouvement de l'abatteuse continue et de tirer sur la tête motrice la longueur de courroie nécessaire pour suivre l'avance. Chevalets à rouleaux légers pour supporter la courroie entre les deux éléments.

Son emploi dans une houillère de l'Ohio oriental a permis de porter la longueur des chambres à 189 m et d'améliorer sensiblement la productivité. Cycle et division du travail. Méthode d'exploitation.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. E 40

Fiche n° 13.339

U. GROTOWSKI. Hauptförderschächte im südafrikanischen Goldbergbau. Eindrücke von einer Studienreise. *Puits d'extraction dans les mines d'or de l'Afrique du Sud. Impressions d'un voyage d'étude.* — *Glückauf*, 1955, 13 août, p. 921/929, 12 fig.

L'or se trouve à l'état natif en particules microscopiques dans le ciment quartzueux de bancs de conglomérat, appelés Reefs, ayant dans le Witwatersrand une pente moyenne de 30° vers le sud et étant

exploités jusqu'à une profondeur de 3000 m. Dans l'État d'Orange, les exploitations datent de quelques années, le pendage est vers l'est et les exploitations ont débuté à 1200 m et plus.

Les puits ont progressé par étapes avec l'exploitation : le puits le plus profond du monde est le n° 2 de la mine Vlakfontein (2266 m). Ils sont en général rectangulaires, avec souvent un compartiment séparé par maçonnerie pour la ventilation et cinq ou six compartiments pour l'extraction et autres services, soit grosso modo 12 m × 4.

Les châssis à molettes très simples s'étendent en largeur pour desservir trois ou quatre machines d'extraction, les skips déversent dans une grande trémie à la base de laquelle un convoyeur à bande transporte le minerai vers le triage. Le remplacement d'un skip par une cage pour la translation du personnel prend 10 minutes environ grâce à une suspension spéciale par étrier. Les plus gros câbles ne dépassent pas 57 mm. Les machines d'extraction à vapeur deviennent de plus en plus rares. Jusqu'à présent, on a préféré les machines à tambour, l'emploi du Koepe est freiné par le coefficient de sécurité très élevé imposé par la réglementation (6,75 pour les produits, 7,5 pour le personnel). Quelques installations existent dans l'État d'Orange ainsi que des tours d'extraction. Les câbles multiples sont à l'étude.

IND. E 40

Fiche n° 13.276

R. WALTON. Some winding problems in retrospect. *Quelques problèmes rétrospectifs d'extraction.* — *Colliery Guardian*, 1955, 1<sup>er</sup> septembre, p. 281/284.

L'auteur émet un ensemble d'observations sur l'armement des puits, utiles à considérer quand on est amené à étudier une nouvelle installation ou à transformer une ancienne.

Pour l'électrification, on peut songer à conserver l'arbre et les bobines de la machine à vapeur, les sollicitations sont toutefois différentes et l'arbre doit travailler plus fort. A l'heure actuelle, les faveurs vont au Koepe multicâbles monté sur tour.

La commande peut être à un ou deux moteurs à courant continu ou alternatif. Il semble que les conditions optima sont rassemblées autour d'une valeur de 2000 à 2500 HP; au delà, on préfère deux moteurs; le courant continu est préférable pour les services intensifs. La question des cages à contrepoids se pose dans des cas particuliers pour les grandes berlins ou quand on doit extraire à plusieurs étages. En cas de skips, on réservera autant que possible un autre puits pour le personnel et les autres services.

Quant à la commande, on doit envisager trois alternatives : complètement automatique ou semi-automatique (bouton-poussoir à chaque trait) ou enfin commande manuelle automatisée.

Enfin, au sujet des câbles multiples, diverses conceptions s'affrontent pour l'égalisation des tensions, la question du cheminement dynamique des câbles clos sur les poulies Koepe.

IND. E 415

Fiche n° 13.110

**W. WALKER.** Safety equipment for electric winders. *Équipement de sûreté pour machine d'extraction électrique.* — *Mining, Electr. and Mech. Eng.*, 1955, juillet, p. 167/175, 23 fig.

L'article expose les exigences de la réglementation anglaise pour la sécurité du personnel et tout d'abord les divers types d'extraction sont rappelés : par cage ou par skip, extraction à plusieurs niveaux, machine Koepe, tambour bi-cylindroconique, treuil de fonçage. La réglementation impose notamment un essai hebdomadaire de mise à molette et un essai trimestriel d'excès de vitesse qu'on peut faire avec les cages par exemple à la rencontre.

La disposition de sécurité contre l'excès de vitesse à l'approche de la recette et le verrouillage empêchant la fausse manœuvre de mise à molette sont décrits en détail, d'abord pour treuil lent (jusqu'à 4,5 m/sec) avec variante à interrupteur à mercure (type Worral applicable jusque  $v = 3,60$  m/sec), ensuite les types à régulateur double pour les grandes vitesses, le cas des skips, le cas de l'extraction à plusieurs niveaux avec treuil à tambour — circuits de sécurité — schéma du freinage dynamique.

Remarques sur les défauts de certains freins, notamment ceux à blocs de bois qui « charbonnent » après un certain temps et deviennent glissants.

Discussion sur la façon correcte d'effectuer l'essai de vitesse trimestriel. — Conclusions.

IND. E 46

Fiche n° 13.156

**J. PRENTICE.** Pit-bottom mechanical aids : installation at Yorkshire Main Colliery. *Engins mécaniques pour les recettes du fond : installation à la mine Yorkshire Main.* — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 8 juillet, p. 73/76, 5 fig.

Mine foncée en 1911 et relevant actuellement du 2<sup>e</sup> District, Division N-E. Les deux puits ont 820 m,  $\phi$  6,45 m, production journalière actuelle 4500 t/j grâce à la modernisation (couches Barnsley et Dunsil : réserve pour 50 ans). La nouvelle organisation comporte la généralisation du transport par locos Diesel : sur chaque niveau principal, deux locos Hudswell Clarke de 100 HP remorquant des trains de 22 berlines (3,75 t utiles), locos de manœuvre Hunslet de 65 HP aux points terminaux et poussoirs automatiques pour le service des culbuteurs alimentant les skips. L'installation a exigé le creusement d'une nouvelle recette située 54 m plus haut que l'ancienne. Les poussoirs automatiques (huit groupes en tout) sont à commande hydraulique avec pompe Keelavite. Le fonctionnement d'un groupe est décrit : il y a deux poussoirs principaux qui agissent alternativement pour assurer l'avancement continu des berlines ; quand un des poussoirs arrive en fin de poussée, l'autre est prêt pour prendre l'essieu de la berline suivante. Chaque poussoir a sa propre pompe double, mue par un moteur de 30 HP à 960 t/m.

## F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 11

Fiche n° 13.222

**G. Mc ELROY.** A network analyzer for solving mine-ventilation-distribution problems. *Un analyseur de réseau pour la solution des problèmes de la distribution du courant d'air dans les mines.* — *Bureau of Mines, Inf. Circ. 7704*, 1954, novembre, 13 p., 6 fig.

Un analyseur de réseau a été installé à la station expérimentale de Pittsburgh du Bureau of Mines. Il est du type non linéaire à bas voltage étudié par le professeur M. Mc Elroy de l'Université de Cornell. C'est le septième mis en service et le premier pour la ventilation minière. Les six autres servent à l'étude des distributions d'eau et de gaz (dont trois d'un type plus grand et plus coûteux). Le présent dispose de 5 prises d'alimentation, 128 lignes et 48 résistances.

L'élément principal est constitué par les résistances non linéaires « fluistors », lampes à filament de tungstène à bas voltage (fondent à 12 V, utilisées au maximum à 4,5 V, en général vers 2,5 V) en assortiment variant de 0,05 à 250 ohms en échelons d'environ 5 %. Le laboratoire a un assortiment de 350 fluistors.

Le courant à 440 V alt. est transformé à 115 V et redressé (par redresseur à plaque), des autotransformateurs à plots permettent la progressivité du voltage (protection des lampes). Le choix de la lampe résulte de la comparaison des deux caractéristiques :  $V_{\text{lampe}} = KI^{1,85}$ , perte de charge du vent en galerie admise :  $H = RQ^2$ .

La méthode n'est applicable qu'au réseau des galeries et non aux tailles où les variations de pression sont trop faibles. Vue et détails de l'analyseur à trois panneaux. La précision atteint 3 % pour les pressions et un écart de moins de 2 % pour les débits. L'emploi ne demande pas un long apprentissage, l'économie de temps est très grande (une heure au lieu d'une semaine pour le calcul).

IND. F 120

Fiche n° 13.249

**A. LOMAS.** The Lea Hall colliery fan drift and entry. *La galerie du ventilateur et son accès à la mine Lea Hall.* — *Colliery Guardian*, 1955, 11 août, p. 161/166, 2 fig.

Siège important en creusement (voir f. n° 7188 - Q 1132). Grand ventilateur de 300 m<sup>3</sup>/sec à 370 mm de dépression. Difficulté du raccord au puits par suite de la congélation et des surtensions à prévoir après le dégel : seuls, les dépôts avoisinant immédiatement la surface ont quelque consistance, le reste jusqu'à une profondeur de 20 m est classé dans les sables bouillants. Après étude, on a substitué à la conception habituelle d'une galerie ascendante, s'amorçant à une quinzaine de mètres de la surface, une galerie horizontale très près de la surface, une galerie horizontale très près de la recette encerclant le puits avec deux groupes de trois cloisons disposées symétriquement en hélice pour éviter les remous d'air, l'axe de la galerie formant également une grande hélice. Les essais sur modèle

ont montré que la perte de charge ne dépasserait pas de beaucoup 10 mm. Finalement, à la suite des études sur modèle à l'échelle de 1/24, l'axe de la galerie est rectifié, elle est tangente au puits sur 1/3 du périmètre, de sorte qu'il ne reste que trois cloisons directrices, elle aboutit aux ouïes de deux ventilateurs centrifuges. Discussion.

IND. F 231

Fiche n° 13.378

**T. JONES.** Explosion at Glynccorwg colliery, use of light-alloy bars on longwall faces. *Explosion à la mine Glynccorwg, emploi de bèles en alliages légers en longues tailles.* — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 2 septembre, p. 559/561, 1 fig. - *Colliery Guardian*, 1955, 8 septembre, p. 292/296, 1 fig.

La mine de Glynccorwg (à l'est de Swansea) produit 800 t/j avec 633 ouvriers au fond et 150 à la surface.

Couche Six Feet (2,25 m d'ouverture), taille simple de 108 m à mi-pente (4° 1/2) avec convoyeur blindé et haveuse à deux bras (le premier à 38 cm du mur, l'autre coudé vers le haut à 83 cm du mur). Couche grisouteuse, pas d'explosif en taille, commande du matériel à l'air comprimé. Avance normale : 90 cm par 24 heures. Infusion en veine et arrosage aux points de transfert et de chargement.

Soutènement en porte-à-faux avec bèles Schloms de longueur égale à la havée, étançons hydrauliques.

Vers 9 h 30, la haveuse était arrivée en tête de taille et arrêtée et le convoyeur blindé était momentanément arrêté. Un abatteur a voulu décrocher une bèle en arrière pour la placer à front : au premier coup de marteau sur la cale, une flamme a jailli vers les fronts puis est revenue vers les remblais, elle a remonté la taille et s'est arrêtée à une quarantaine de mètres dans la voie d'aérage (où il y avait des foreurs pour le captage du grisou). Sur les 32 personnes de la taille, 17 furent brûlées gravement, 7 légèrement et 8 furent indemnes. Un contrôle de la taille avant midi a montré que le grisou brûlait au toit dans les remblais avec bruit de tonnerre : le chantier a été fermé par des barrages. Le métal analysé donne : Al 93,64 - Si 0,61 - Mg 0,59.

IND. F 24

Fiche n° 13.1191

**J. BROMILOW et J. JONES.** Drainage and utilisation of firedamp. *Captage et utilisation du grisou.* — *Colliery Engineering*, 1955, juin, p. 222/232, 10 fig.

En Angleterre, le Comité du Gaz procède à des sondages de recherche de gaz naturel; des traces ont été trouvées dans le Sussex, la plus grande source connue reste les gisements de charbon.

Histoire du grisou - origine et composition - méthodes de captage - distribution des pressions de terrain au voisinage d'une longue taille - vue schématique de l'installation de captage à la mine Haig avec les circuits d'utilisation - vue de la tuyauterie au fond - Effet du captage sur l'aérage de la couche et sur les couches voisines (tableaux). Résultats du captage depuis janvier 1953. Vue des installations de contrôle à la mine Haig.

IND. F 24

Fiche n° 13.280

**J. COXON et A. CRAWFORD.** Methane recovery and utilisation at Old Boston colliery. *Récupération de grisou et utilisation à la mine Old Boston.* — *Colliery Guardian*, 1955, 18 août, p. 193/196, 3 fig.

La mine Old Boston (du district St Helens, Lancashire) ayant été atteinte par un incendie près du pied des puits, la production a été arrêtée en novembre 1952 et, pour des raisons diverses, on décida de fermer la mine. Il était intéressant et peu coûteux de rechercher quelle quantité et à quel degré de pureté une mine grisouteuse arrêtée pouvait fournir de gaz combustible.

La mine possède trois puits dont un déjà hors de service et recouvert par une plate-cuve. Des serremments ont été établis dans les deux autres un peu plus haut que le retour d'air général, ainsi que des barrages dans cette galerie. Ils sont traversés par une tuyauterie de captage de 225 mm, la partie en galerie ayant une pente suffisante pour éviter les bouchons hydrauliques. On ne sait combien de temps cela durera, mais, à la pose de la tuyauterie, la teneur en méthane était de 45,4 %.

Au moment où on l'a utilisé pour le chauffage des chaudières (servant pour une mine voisine), la teneur était déjà de 75 % et actuellement elle atteint 80 %. L'installation a coûté 3.000 £ et on escompte une économie annuelle de 2.800 t de charbon de qualité inférieure et plus de 500 £ de salaires par an. Vue schématique de l'installation.

IND. F 42

Fiche n° 13.185

**J. von EICHBORN.** Grundbegriffe und neue Fragen zur Kolloidphysik der Aerosole, insbesondere zu ihrer Koagulation. *Notions fondamentales et nouveaux problèmes de la physique colloïdale des aérosols, spécialement de leur coagulation.* — *Bergbau Rundschau*, 1955, mai, p. 237/246, 2 fig. - juin, p. 295/304.

— Etude théorique : occurrence et utilisation des aérosols naturels et artificiels - aérosols menus et grenus - résistance au mouvement et autres caractéristiques des particules élémentaires en suspension dans leur milieu - vitesse de chute - remarques.

— Coagulation des aérosols : à dispersion uniforme - rayon d'activité relative - coagulation des aérosols à dispersion hétérogène - accroissement du diamètre des poussières à l'aide des aérosols

Structure des agglomérats - leur influence possible sur la sédimentation des nuages - influence possible du flux de gaz sur la coagulation - Remarques - Bibliographie.

IND. F 51 et F 53

Fiche n° 13.128

**H. STEMMER.** Herabsetzung der Wittertemperaturen in tiefen Gruben. *Abaissement des températures d'aérage dans des fosses profondes.* — *Bergfreiheit*, 1955, mai, p. 189/195, 6 fig.

Variation de la température de l'air à une recette profonde du puits d'entrée d'air en fonction de la

température de l'atmosphère; mesures de température à ce niveau en s'écartant de la recette; variations du degré hygrométrique et de la chaleur latente de l'air en hiver et en été.

Solutions possibles pour améliorer les conditions existantes : réfrigération de l'air (peu de détails, cette solution n'étant envisagée dans l'exposé que comme une solution d'appoint); amenée de l'air par un niveau moins profond et aérage descendant des tailles; cette solution a l'inconvénient en dressant de permettre au grisou d'envahir l'entrée d'air supérieure et de présenter un danger pour le personnel en cas de feu si l'on ne prévoit pas un courant dérivé pour alimenter le niveau d'extraction en air frais partiellement. (Résumé Cerchar Paris).

IND. F 720

Fiche n° 13.140

**W. YOUNG.** A method of determining the most economic mine roadway lighting installation. *Méthode pour la détermination de l'installation la plus économique de l'éclairage des galeries de mine.* — *Transactions of the Inst. of Min. Eng.*, 1955, juillet, p. 822/832, 3 fig., 1 pl.

Trop souvent l'éclairage du fond est livré à l'empirisme. L'auteur s'est attaché à la détermination des facteurs effectifs de l'éclairage au fond en suivant la méthode de W. Harrison et E. Anderson (1915) qui a été si fructueuse pour l'éclairage des ateliers, mais en l'appropriant au fond où la hauteur est constamment plus petite que l'une des autres dimensions.

Pour juger un dispositif d'éclairage, on doit connaître : a) la grandeur du flux émis par la lampe - b) la hauteur à choisir pour obtenir le maximum de flux utile - c) le coût probable de l'installation.

Les principaux facteurs affectant l'éclairage sont : a) la section en travers du lieu à éclairer - b) le coefficient de réflexion des parois - c) la position et l'orientation de la lampe - d) la distribution du flux - e) la teneur en poussières de l'atmosphère.

Technique de la recherche : emploi de modèles réduits en tôle pour galerie rectangulaire et pour galerie cintrée; fond relevable à différentes hauteurs pour faire varier les proportions; emploi d'une cellule au sélénium comme photomètre avec écran corrigeant le cosinus. Ecrans divers appliqués à la source lumineuse pour déterminer les différents facteurs.

Résultat des mesures : a) le facteur d'utilisation croît linéairement avec le rapport largeur/hauteur, les autres variables restant constantes - b) cet effet est indépendant du coefficient de réflexion des parois - c) l'effet du relèvement du point lumineux dépend du rapport largeur/hauteur et du coefficient de réflexion - d) l'influence de la variation du coefficient de réflexion est la même pour les diverses valeurs du rapport largeur/hauteur. - Discussion.

## G. EPUISEMENT.

IND. G 26 et H 15

Fiche n° 13.195

**H. WITTEW.** Betriebserfahrungen, Leistung und Gedinge beim Ein- und Ausbauen von Schachtleitungen. *Procédés, rendement et marchés pour l'installation et l'enlèvement des tuyauteries dans les puits.* — *Glückauf*, 1955, 16 juillet, p. 819/823, 12 fig.

La façon d'installer les tuyauteries d'exhaure ou d'air comprimé varie souvent d'une mine à l'autre sans que les conditions locales y soient pour quelque chose. L'auteur a eu l'occasion de contrôler l'installation de tuyauteries de 300 mm pour l'exhaure et de 400 mm pour l'air comprimé, longueur 680 m à la mine Möller (district de Gladbeck). Le schéma de l'installation dans le puits (de 6,6 m) est donné. Disposition des chaises de support ancrées dans le puits d'un côté et reposant sur les partibures de l'autre. Equipes de montage pour la tuyauterie d'exhaure : 8 mineurs - 1 chef monteur du fournisseur - 2 machinistes - à temps partiel, 1 conducteur du fond. Avancement : 9,20 m par homme et par poste.

Les tuyauteries à air comprimé étant plus légères, elles ont été supportées par groupes de trois éléments de 8 m sur toute la hauteur du puits, avec joints coulissants de dilatation de 80 mm tous les 100 m. L'installation des 680 m de tuyauterie d'air comprimé a duré sept jours avec une équipe de huit ouvriers. L'enlèvement des anciennes tuyauteries est aussi décrit : coupe des boulons au chalumeau. Pour éviter la dégradation possible des câbles à haute tension disposés dans le même compartiment, on garnissait les chainons de suspension et la tête de la tuyauterie découpée d'un capuchon en caoutchouc. Prix de revient des trois genres de travaux.

## H. ENERGIE.

IND. H 11 et H 16

Fiche n° 13.383

**W. OSTERMANN et K. SCHRIEVER.** Prüfstände für Druckluftmotoren auf Bergwerksanlagen. *Dispositifs d'essai pour l'essai des moteurs à air comprimé dans les mines.* — *Glückauf*, 1955, août, p. 969/980, 15 fig.

On peut considérer qu'un moteur à air comprimé moyen consomme de 36 à 50 m<sup>3</sup> d'air aspiré par CV et par heure. Cette grande dispersion montre qu'un choix judicieux peut faire réaliser des économies : ainsi, pour un moteur de 30 CV, chaque m<sup>3</sup> supplémentaire par CV représente une dépense de 6.400 F environ par an. Outre les moteurs à pistons, on emploie beaucoup les moteurs à engrenages; il n'est pas rare de voir de tels moteurs augmenter leur consommation spécifique de 30 à 50 % sur six mois ou un an. C'est pourquoi, en principe :

a) tous les moteurs de la mine devraient subir des essais de charge et de consommation d'air à la surface;

b) recevoir une carte de contrôle où l'on reporterait les essais faits à la surface, par exemple après 2.000 h de service;

c) tout moteur à l'arrivée à la mine subirait les mêmes essais, avec retour des défectueux au fournisseur;

d) création d'une carte de contrôle, sauf pour les refusés.

Les auteurs décrivent successivement : les généralités sur les moteurs et leur comportement - la mesure du couple et de la puissance : frein de Prony, à courant de Foucault, à circulation d'eau - la mesure de la consommation d'air : emploi du diaphragme - disposition des appareils - reproductibilité des essais - régime des essais et modèle de fiche. Résumé.

IND. H 21

Fiche n° 13.139

**NATIONAL COAL BOARD.** Burning slurry on a modern stoker. *Utilisation des schlamms dans une chaufferie moderne.* — *Colliery Guardian*, 1955, 7 juillet, p. 18/19, 3 fig. - *Iron and Coal T. R.*, 1955, 15 juillet, p. 155/157, 3 fig.

Le N.C.B. a mis en service dans un charbonnage du nord du Pays de Galles, à Llay Main, un foyer de chaudière complètement automatique pour l'utilisation des schlamms. C'est un foyer type Martin, étudié en Allemagne. Il consomme environ 650 t de schlamms/semaine (pouvoir calorifique 3.300 à 4.400 cal/kg) équivalant à 450 t de fines lavées, soit une économie de 1.000 £/semaine. Le schlamm est capté dans le bassin de décantation au moyen d'une grue à grappin (sur chenilles), chargé sur wagon, pesé et enmagasiné dans un silo vertical de 60 t au moyen d'un portique à grappin. L'extraction à la base du silo se fait par des vis sans fin qui le distribuent à des désintégateurs, après quoi il tombe dans un couloir et se mélange à l'air pour être injecté dans le foyer au moyen de tuyères. Le foyer est incliné et comporte des barreaux animés d'un mouvement alternatif en chicane, pour agiter le combustible pendant sa descente, l'influence néfaste de l'humidité du schlamm est ainsi éliminée. En hiver, le mélange à la neige et à la glace n'a pas présenté d'inconvénient. L'installation, en service depuis le 9 janvier, a, sur 3.000 h de marche, consommé 14.000 t de schlamms et fourni 40 % de la consommation de vapeur du siège. Y compris la chaudière à tubes de 23 m<sup>3</sup>/h, elle coûte 130.000 £. Une installation similaire est en construction à Bowhill (Ecosse) et d'autres sont en projet.

IND. H 500 et Q 1132

Fiche n° 13.111

**W. DIXON.** Colliery electrification and reorganization. *Electrification et réorganisation de charbonnage.* — *Mining, Electr. and Mechan. Eng.*, 1955, juillet, p. 176/180.

Dans une mine datant de 150 ans, où l'on extrait à deux postes par deux puits 1.500 t/j, un certain degré d'électrification était déjà réalisé, notamment un groupe Léonard installé en 1927 donnait encore toute satisfaction. A la nationalisation, la puissance venait d'être portée de 1.000 à 3.000 kVA et on décida la modernisation tant du fond que de la surface.

La recette du puits 11 est à 342 m et celle du puits 10 à 505 m. Il y avait dans chacun un câble de 65 mm<sup>2</sup> et une mise en parallèle au niveau de 342. On a placé un nouveau câble de 100 mm<sup>2</sup> dans le puits 11 et un semblable de 100 mm<sup>2</sup> entre 342 (au puits 11) et 505 (au puits 10). Les interrupteurs d'arrivée à faible capacité de rupture ont été remplacés.

Aux chantiers, il y avait des transfos 2200/440 V-100 kVA d'ancien modèle, avec neutre isolé; ils ne comportaient pas de commande à distance, ils ont été remplacés par de l'appareillage moderne 150 kVA avec point neutre à la terre et protection « core balance » contre les pertes à la terre.

Aux points de chargement, des transfos et l'éclairage électrique ont été installés, toutes les voies de transport ont été traitées de la même façon, on y a placé des câbles de 65 mm<sup>2</sup> et la signalisation électrique, les petits trainages ont été concentrés avec moteurs de 100 HP à tension moyenne, des ventilateurs de renfort de 100 HP (puits 10) et 50 HP (puits 11) ont été installés au fond, l'exhaure a été concentrée aux deux puits. Tout étant ainsi préparé, on a pu envisager et réaliser l'abattage continu en taille avec convoyeur blindé de 135 m avec deux moteurs de 40 HP, et abatteuse-chargeuse à disques. Production : 200 t/poste. Les transformations des cages et de la surface sont aussi décrites.

IND. H 5512

Fiche n° 13.228

**H. HUELSBERG.** Die Schutzart « Erhöhte Sicherheit ». *Le procédé de protection de « sécurité renforcée ».* — *Glückauf*, 1955, 30 juillet, p. 869/878.

A la suite des observations faites à la 6<sup>me</sup> conférence internationale des directeurs de stations d'essais (Verneuil, juillet 1950) et au 31<sup>me</sup> congrès de la commission électrotechnique internationale (Londres, avril 1951) recommandant la sécurité renforcée, l'auteur a jugé utile de développer le sujet. En Allemagne, cette expression concerne (depuis 50 ans) toutes les mesures propres à prévenir les étincelles électriques, arcs, échauffements dangereux et autres manifestations analogues en atmosphère grisouteuse ou poussiéreuse baignant des parties de machines, transformateurs ou engins qui n'en produisent pas en fonctionnement normal (à l'exclusion par exemple des pièces de contact). Elle renforce une sécurité déjà existante.

Mesures externes de protection : résistance des carters aux influences mécaniques et chimiques - étanchéité aux corps solides, liquides ou pulvérulents. Protection contre l'ouverture par des personnes incompetentes.

Mesures internes : contre les tensions dangereuses - contre les intensités dangereuses.

Mesures diverses.

Comme on pourrait croire que ces recommandations ne font qu'encombrer un sujet déjà très chargé, l'auteur signale qu'elles ne sont pas nouvelles et rappelées dans la V.D.E. 0170/0171/IV-44.

## I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 01

Fiche n° 13.141

X. Large scale coal-preparation plant (new unit at Lynemouth Colliery). *Vaste atelier de préparation des charbons récemment établi à la mine Lynemouth (North-umberland)*. — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 6 mai, p. 1043/1046, 4 fig. - *Colliery Engineering*, 1955, juin, p. 247/255, 10 fig. - *Colliery Guardian*, 1955, 5 mai, p. 557/561, 5 fig.

Nouvel atelier prévu pour 12.000 t/jour.  
800 t/h - 8.000 t/j de la mine + 4.000 t/j d'une mine voisine.

1 1/2 à 8 pouces : « Ridley-Scholes » float and sink.

0,5 mm - 1 1/2 pouce : « Acco » Baum.

Schlamm : « Unifloc » froth flottation.

Bâtiments : grains à un bout, fines à l'autre bout.

Au centre, le rassemblement. Alimentation électrique de deux distributeurs 400 t/h vers crible à + 8 pouces épierrés à main.

Grains : 1 1/2-8 pouces : magnétite récupérée par gravité - granulométrie : < 200 mesh.

Primaire 1,4.

Secondaire 1,7 → mixte broyé à < 1 1/2 pouce mélangé au brut < 1 1/2 pouce.

Chaque bac primaire (4) et secondaire (2) a son circuit propre de milieu dense.

Densité du liquide, contrôlée et maintenue constante dans un récipient cylindro-conique où un volume constant est pesé à tout moment automatiquement.

Fines : le flottant règle les pulsations - La quantité de schistes éliminés est réglée en fonction de la saleté du brut.

Schlamm : < 0,5 mm mélangé avec huile - flottation et filtre à vide. Les rebuts sont épaissis par floculation et extraits par pompes à diaphragme à H.P., l'eau clarifiée va au lavoir à fines.

Chauffage à vapeur des locaux - éclairage par tubes fluorescents - ascenseurs pour personnel.

IND. I 35

Fiche n° 13.153

P. MOISET. De l'aptitude à la flottation des charbons fins. — *Publ. de l'Ass. des Ing. de la Faculté Polytechnique de Mons (A.I.M.)*, 1955, 1<sup>er</sup> fasc., p. 1/15, 16 fig.

Essais de laboratoire :

1) Pour un charbon relativement propre (20 %), la teneur en cendres de flotté et le rendement pondéral sont à peu de chose près indépendants de la concentration en réactifs; 250 à 300 g de créosote à la tonne suffisent.

2) Pour un charbon brut sale, on a intérêt à éliminer par cyclone les fines catégories.

3) Les différentes classes granulométriques flottent comme si elles étaient seules; le rendement pondéral, la teneur en cendres du flotté et du résidu peuvent donc être prédéterminés.

4) Le tensio-actif Tensolif DA 120 agit favorablement sur les grains fins très cendreux et il agit avec un certain retard. On l'introduira donc avec

profit en amont de la tête de batterie de cellules de flottation.

## P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 10 et P 50

Fiche n° 13.259

A. HUDSON. Safety and health in coal mining. *Sécurité et santé dans les mines de charbon*. — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 12 août, p. 373/382, 6 fig.

Bien qu'il y ait eu de grandes améliorations dans la santé et la sécurité dans les mines depuis que la première législation en la matière a été promulguée, c'est-à-dire un peu plus de 100 ans, on ne doit pas se contenter des résultats atteints. Les taux d'accidents sont hypersensibles aux modifications dans les méthodes et aux agents nouveaux; ces influences particulièrement actives à l'heure actuelle demandent une vigilance renforcée dans la prévention.

De tout temps, c'est l'action des mêmes éléments : feu, eau, gaz et pesanteur, conjuguée avec le défaut de vigilance de l'homme, qui constitue le danger dans les mines. Il est salutaire de réfléchir sur l'expérience acquise au cours des siècles. L'auteur compulse les statistiques et montre l'allure décroissante et parallèle, tant dans le sud du Pays de Galles qu'en Angleterre, depuis la nationalisation.

Toutefois, de nouvelles affections se développent : pneumoconioses, dermatoses, hydarthroses (beat diseases) qui demandent des recherches médicales. Au sujet des accidents, un certain nombre de recommandations découlent de l'expérience des deux dernières années : surveiller les coupements en face des voies - emploi correct et constant de corâs dans les bosseyements - veiller aux boisages provisoires - organisation du foudroyage - boisages à intervalles réguliers - signalisation sur les transports - protection des tambours de convoyeurs - réparation hâtive des courroies - interdiction de chevaucher les courroies en marche - contrôle des tirs et du matériel électrique. A la surface : contrôle du mouvement des wagons.

IND. P 10

Fiche n° 13.287

C. SCOTT. Mines inspection in 1954 : North-Eastern division. *Inspection des mines en 1954 : Division Nord-Est*. — *Colliery Guardian*, 1955, 25 août, p. 249/256, 3 fig. - *Iron and Coal T. R.*, 1955, 26 août, p. 499/500.

Statistique de la production (en baisse de 49.800 tonnes). Développement considérable de la mécanisation au cours de l'année; 28 Meco-Moore en service, 20 installations de chargement semi-mécanique en longue taille à convoyeur blindé, 6 Anderson en service. A la descenderie Seckar (mine Haigh), pente 27°, trainage utilisable par le personnel (insertion entre le manchon du câble tracteur et le wagon à personnel d'un dispositif de sécurité freinant en cas de rupture sur deux câbles de sécurité fixés dans la descenderie).

Statistique des accidents : 53 tués en 1954 (contre 55,7 de moyenne en 1951-1953) - blessés graves 318 (contre 363). Classifications diverses d'après la cause

et le degré de responsabilité. Chute de pierres en taille (20 tués), en galeries (6). Accidents de transport (10 tués), à la surface (13).

La division exploite assez bien de grandes couches havées. L'abatage mécanique demande le soutènement en porte-à-faux, mais on constate que son efficacité est limitée, il ne convient pas pour les toits pesants. Pour les étaçons à friction, le remplacement de l'aluminium est en cours.

Les accidents sur le transport sont en décroissance : 83 (contre 115 de moyenne sur 7 ans).

Les explosifs ont blessé 33 personnes (insuffisamment abritées ou ne respectant pas le règlement).

Dans le puits, un accrocheur a été poussé dans le vide par une berline (distributeur calé par du charbon fin). Il y a eu 1 tué et 7 blessés par l'électricité - la tension pour les équipements portatifs a été ramenée de 230 V à 110 V. Le captage du grisou dans l'arrière-taille est en progression. A la mine Grimethorpe, un avertisseur automatique de dépression barométrique (par lampe) est en service. Prévention des incendies. Entrainement du personnel. Santé et bien-être.

IND. P 1220

Fiche n° 13.138

X. Accidents at mines. *Accidents dans les mines.* — *Colliery Guardian*, 1955, 30 juin, p. 814.

Relevé des accidents mortels par le Corps des Mines anglais, au cours des quatre semaines précédant le 26 mars 1955.

1) Dans une descenderie de 210 m à 14°, traînage par câble supérieur sans fin; au démarrage, une berline vide s'est détachée : un ouvrier d'entretien pris entre la vide et une montante (manque de signalisation).

2) Dans un plan incliné en creusement, pente 18°, une berline vide et un chariot chargé d'éléments pour le convoyeur ont dévalé la pente : la poulie qu'on avançait avec le creusement s'est détachée : son châssis était amarré au pied d'un tube archouté (il aurait fallu un chaînon de sûreté fixé aux cintres).

3) Dans une taille (couche de 98 cm), mise en marche intempestive d'un convoyeur qu'on venait de réparer alors que le surveillant rattachait une raclette (le démarrage à boutons poussoirs devrait être pourvu d'un système de verrouillage aisé à concevoir).

4) Dans une couche de 1,65 m : taille avançant sur la pente (7 1/2°), abatteur expérimenté frappé par un étaçon libéré par la chute d'une houille (aurait dû être boutonnée).

5) Au bossement de voie dans une couche de 1,50 m, un ouvrier est tué par la chute du pli de toit supporté par deux bèles W se redoublant et trois montants. Ces bèles reprenaient trois longrines appuyées sur des faux bois au vif-thier. Le tout a dû être balayé par un gros bloc de charbon (les corâs auraient dû reprendre ce pli de bossement).

6) Dans une couche de 60 cm, un manoeuvre a eu la tête écrasée entre toit et couloir oscillant (surcharge du couloir).

7) Dans une taille avec bois de tête, un manoeuvre est tué par chute de pierre au moment où il

enlevait à la hache le coin de serrage d'un étaçon (il aurait fallu un sylvester).

8) Dans une couche de 1,2 m (toit friable et humide), allées de 1,2 m : au bossement qui se fait au pic pour le placement des cintres de 3,3 × 2,7 m, après le ravancement des corâs, on a eu deux éboulements consécutifs et les trois ouvriers enterrés (un tué) (manque de liaison entre les cadres).

9) Dans un coupement en charbon en face d'une voie, un ouvrier occupé à reboiser après tir est tué par chute de pierre (défaut de boisage provisoire).

IND. P 12292 et P 10

Fiche n° 13.376

J. COWAN. Report of H. M. Principal Electrical Inspector of mines for 1952. *Rapport de l'Inspecteur principal pour l'électricité, pour 1952.* — Extrait dans *Colliery Guardian*, 1955, 1<sup>er</sup> septembre, p. 285/286 - *Iron and Coal T. R.*, 1955, 2 septembre, p. 571.

Les inspecteurs électriciens des mines ont fait 1234 inspections (dont 627 au fond). Au 30 juin 1952, il y avait une puissance en moteurs électriques en service de 3,326 millions de HP (contre 3,184 en 1951).

Il y a eu cinq électrocutions dont une à la surface.

Un électricien allait procéder à un essai d'isolement d'un câble aboutissant à un interrupteur dans la salle de la machine d'extraction. Il avait coupé le courant à cet interrupteur mais négligé le fait qu'il était bouclé au fond.

Un électricien fut électrocuté pendant qu'il travaillait dans un interrupteur à bain d'huile : il avait négligé d'enlever les sectionneurs.

Un électricien a été frappé pendant qu'il raccordait un nouveau câble : les sectionneurs avaient été enlevés mais non connectés à la terre par un apprenti dans une cabine éloignée, un machiniste de pompe a rétabli le courant.

Pour faire une réparation à une perforatrice, l'électricien avait enlevé le fusible mais aussi le dispositif de verrouillage; après réparation, il a négligé celui-ci, refermé et remis le courant, puis ayant oublié une clef il a rouvert et touché un fil sous tension.

Le cinquième a touché un bout de câble dénudé et sous tension dans un siège inactif.

D'autres accidents mortels ont été provoqués par l'emploi du courant, entre autres à un bossement des fils de tir passant près d'une perforatrice électrique et celle-ci ayant une connexion défectueuse, il y a eu départ de mine intempestif : un boute-feu tué et quatre blessés.

Un poseur de voies a été tué par la chute d'un gros câble.

IND. P 21

Fiche n° 13.251

E. EVANS. Recruitment and training in the Ruhr. *Recrutement et formation du personnel dans la Ruhr.* — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 22 juillet, p. 193/200, 2 fig.

G.E.R. (German Educational Reconstruction) est un organisme anglo-allemand s'occupant de l'échange d'informations relatives à la formation du per-

sonnel. Il a organisé une visite dans la Ruhr de personnalités représentatives du monde des mines anglais, qui a permis un examen en commun des problèmes du recrutement dans ces deux pays et des mesures prises pour l'améliorer.

Situation de l'industrie allemande à la fin de la guerre - progrès dans la reconstruction - évolution du personnel - organisation du recrutement : efforts conjugués des compagnies et de l'Etat, la moitié seulement du personnel se recrute sur place, le reste vient du Schleswig-Holstein, de la Basse-Saxe et de la zone joignant la Russie. Les communes minières se sont mises en relations avec les communes rurales pour une organisation en commun; depuis, le recrutement d'apprentis est passé de 10.000 à 28.000 par an.

Un plan d'organisation de l'apprentissage a été promu permettant l'ascension sociale du jeune apprenti. La pénurie de logement a été combattue d'une façon progressive. Pour les jeunes ouvriers, on a créé des logements à cinq ou six pensionnaires formant des villages « Pestalozzi » gouvernés et alimentés par des ménages de mineurs sélectionnés.

L'enseignement industriel est gratuit, mais les éléments inaptes sont éliminés dès le début. Septante-cinq pour cent des étudiants deviennent surveillants; les éléments bien doués peuvent devenir chef-mineur, conducteur des travaux, directeur du fond, inspecteur. Le cycle débute à 19 ans et se termine au delà de 28 ans (schéma).

IND. P 22

Fiche n° 13.112

J. JEFFREY. The N.C.B. engineering craftman's apprenticeship scheme. *Plan du N.C.B. pour la formation de spécialistes.* — *Mining, Electr. and Mech. Eng.*, 1955, juillet, p. 181/183.

La nouvelle réglementation générale imposée à l'industrie est la meilleure ligne de conduite pour l'application du plan du N.C.B. pour la formation d'électriciens et de mécaniciens. Après trois degrés transitoires se terminant au 1<sup>er</sup> janvier 1959, tout mécanicien ou électricien autorisé à installer ou entretenir du matériel dans la mine doit démontrer au directeur qu'il est compétent : a) pour installer et entretenir le matériel - b) pour exécuter les essais de routines et contrôles imposés par le code de la bonne pratique et de plus, dans les deux cas, montrer qu'il est apte à le faire avec sécurité pour lui-même et pour ses compagnons.

Le plan du N.C.B. a trois buts : 1) former suffisamment de mécaniciens et d'électriciens - 2) formuler un enseignement pratique et une éducation technique progressive pour des jeunes gens ayant les aptitudes - 3) pendant cet enseignement, sélectionner des éléments de valeur pour des emplois à responsabilité.

L'entraînement complet comporte cinq ans. Les écoles techniques sont incorporées dans le plan. Les mécaniciens et électriciens de deuxième rang doivent obtenir le certificat national ordinaire de préparation minière, le certificat d'études primaires les dispense d'un examen d'entrée; ils sont orientés vers un enseignement essentiellement pratique et expérimental

exempt de mathématiques. Il est prévu un enseignement de premier rang qui se termine en quatre ans et dont les éléments les plus aptes peuvent suivre une cinquième année après laquelle ils sont diplômés techniciens de service (Unit Engineer).

IND. P 23 et Q 1130

Fiche n° 13.253

E. CHIVERTON. Colliery organization of the future. *L'organisation future des charbonnages.* — *Iron and Coal T. R.*, 1955, 29 juillet, p. 269/275.

Dans son allocution à l'Association nationale des directeurs de charbonnages, l'auteur résume un sujet déjà développé par A. Bryan (f. n° 11.293 - P 24) et E. Browne (f. n° 10.428 - P 20). Il cite les problèmes que le directeur de charbonnage doit affronter : production - sécurité - extension et modernisation - entretien - dépenses - liaison avec les conseils supérieurs - entraînement de son personnel de surveillance - relations avec les ouvriers. Il rappelle les principes de direction : responsabilité - délégation de pouvoir - division du travail - consultation - façon de diriger - continuité de direction - mise en pratique de ces principes : conclusions tirées d'enquêtes. Nécessité d'un directeur-adjoint - précisions nécessaires sur la responsabilité - faiblesse des cadres - mésentente entre le directeur et les techniciens - nécessité de décharger le directeur de la partie administrative.

Quelques vues sur la structure définitive; sous le contrôle direct du directeur, il y a : le directeur-adjoint - le sous-directeur - le chef mécanicien - le chef de la sécurité - l'assistant administratif - le chef chronométrier.

Part réservée à l'Association des directeurs de charbonnages - Conférences sur la manière de diriger - Rappel du temps limité dont disposent les directeurs de charbonnages, utilité des réunions où diverses questions peuvent être traitées verbalement avec les autorités du N.C.B.

## Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 1121

Fiche n° 13.219

G. PICHOT. Modernisation de l'extraction dans le bassin du Nord et du Pas-de-Calais. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1955, juillet, p. 767/799, 41 fig.

L'article, dont l'auteur est ingénieur en chef à la Direction du Plan et de l'Équipement, traite de la structure et de l'aménagement des organes fondamentaux des sièges d'extraction et des réalisations et tendances du bassin.

I. — Aperçu d'ensemble du programme - Eche-lonnement des travaux : la tranche A fait passer de 109 sièges à 66, la tranche B ramène à 45 dont 27 modernisés, avec des productions de 6 à 7 000 t/j dans deux sièges et une production journalière moyenne de 30.650 t pour 8 sièges - Choix des berlines : éléments constitutifs standardisés (3 à 6 types, roulements coniques autant que possible), substitution de la berline de 800 litres à celle de 600, orientation vers les berlines de 3.000 litres en-

viron, avec ou sans châssis. Choix du mode d'extraction. Dans trois cas seulement : skips - ailleurs : cages.

II. — Quelques problèmes particuliers : choix du guidage rigide (en bois ou profilés) ou par câble - machines d'extraction (8 Alsthom de 4.250 CV, 3 Jeumont de 3.200 CV et 6 Schneider de 2.800 CV), toutes à poulie Koepe à cause de la profondeur envisagée (1.100 m). Chevalements aussi simples que possible, profils pleins, rivés ou soudés - Discussion sur l'extraction multicâble et à contrepoids ou sur le monocâble (qui a été retenu jusqu'à présent à défaut d'une pratique suffisamment prolongée des autres modes).

Recettes : choix du niveau, tendance à la simplicité.

Résumé des tendances, conclusion.

IND. Q 1122

Fiche n° 13.334

H. GROSSET. Siège n° 2 modernisé du groupe d'Oignies. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1955, août, p. 895/912, 11 pl.

Description synthétisée des nouvelles installations :

I. — Puits (5,30 m  $\phi$ ) : machine d'extraction à vapeur (3.200 CV de moyenne, 5.400 en pointe), cages à trois paliers, une berline de 2.700 litres par palier. Arrêt silésien et ressauts sur les rails. Charge utile : 9,72 t brutes, vitesse maximum : 18 m/sec, nombre de traits : 48/h.

II. — Accrochages : galerie principale 6 m  $\times$  3,75 m de hauteur (bétonnée), trois voies en rails de 26 kg. Galerie secondaire cadres T.H., garnissage métallique, 4,20 m  $\times$  3,40 m de hauteur. Engageurs à air comprimé, chaînes ranceuses électriques pour les convois, chaînes releveuses pour les vides. Freins à mâchoires sur le châssis des berlines et taquets d'arrêts sur essieux en divers points. Télécommande des aiguillages à air comprimé - Signalisation des voies avec tableau de commande et de contrôle dans la cabine du dispatcher. Volant de berlines : 270. Fonctionnement et organisation. Résultats : engagement des trois paliers : 30 1/2 sec.

III. — Recette de surface : vue de la disposition et nomenclature du matériel.

IND. Q 1122

Fiche n° 13.333

DELBOS. Les sièges modernisés du Groupe d'Hénin-Liétard (sièges 9/17 et 21/22). — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1955, août, p. 875/894, 10 pl.

Le regroupement des sièges du groupe d'Hénin-Liétard (principalement mines de Courrières) projeté par M. Drap prévoyait pour la surface : utilisation maximum des installations et machines existantes (réduction des investissements) et compression au maximum des effectifs (mécanisation et modernisation).

Le premier siège modernisé a été le 9/17. Le puits n° 9 a été réservé comme puits de service avec berlines de 800 litres et recette mécanisée (personnel : trois hommes à la surface), le puits n° 17 comme puits principal avec skips de 7.500 kg. Ce dernier

fait gagner 9 secondes sur une cordée normale de 66 sec pour des cages à deux étages et berlines.

Le siège produit actuellement 5.100 t brutes/jour.

Le siège 21/22 sera le prototype des autres sièges concentrés. On a conservé les cages pour ménager la granulométrie. Le puits 21 (5 m  $\phi$ ) a deux cages à deux berlines de 3.000 litres, le puits 22 (également 5 m) a deux cages à huit berlines de 600 litres. Les deux recettes sont mécanisées sensiblement sur le type du puits n° 9. Puissance d'extraction journalière : 4.225 t brutes.

Outre les installations ci-dessus, l'article décrit les accrochages du fond et l'installation d'exhaure au siège 21/22.

IND. Q 1122

Fiche n° 13.220

KOENIG. Le siège n° 2 d'Auchel. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1955, juillet, p. 800/816, 9 fig.

Faible étendue du champ d'exploitation du siège (1,5  $\times$  2 km), mais réserves nettement supérieures à celles des autres sièges du groupe.

Pour des raisons géologiques et économiques, le choix de l'emplacement du nouveau siège coïncide avec l'ancien. L'extraction est concentrée à deux niveaux : 495 (nouveau) prévu pour 20 ans et 382 (ancien) prévu pour 7 ans, à remplacer alors par 615. Deux puits intérieurs à chaque étage.

A la surface, à part une épuration pneumatique de 70 t/h et une partie de la centrale à air comprimé, tout est nouveau : deux machines d'extraction avec treuil de secours, deux chevalements et recettes, un triage-lavoir à liquide dense, une mise à terril, des stériles, bains-douches, lampisterie, ateliers, magasins, centrale à air comprimé, sous-station électrique, dépôt d'explosif enterré, chaufferie, voies ferrées, routes d'accès, etc.

Résultats immédiats : rendement net fond passé de 1.173 kg en 1950 à 2.000 kg en 1954, production passée de 2.297 t à 3.800 t, personnel de surface réduit de 243 à 116 en 1953.

Détails sur les organes fondamentaux du siège : puits, accrochages, recettes; description succincte des installations de surface. Investissements et résultats d'ensemble (diagrammes).

IND. Q 1131

Fiche n° 13.109

H. LONGDEN. Economics in colliery operations. *Economies dans les travaux des mines de charbon*. — *Mining, Electr. and Mech. Eng.*, 1955, juillet, p. 162/166.

Statistique pour le Yorkshire en 1953 montrant les grandes variations qu'il y a entre les rendements maximum et minimum à l'abattage, pour les ouvriers autres qu'abatteurs et ouvriers de surface, ouvrier général (100 % d'écart). Il en va de même pour les consommateurs d'énergie. L'auteur analyse les raisons de ces écarts en vue d'amélioration.

*Travail en taille* : la mécanisation y est déjà très poussée, sauf pour le chargement mécanique du charbon, mais ce dernier point s'améliore fortement.

*Chargement, déchargement et transport du charbon*, des terres et du matériel au fond et à la sur-

face. Ici, il y a beaucoup à faire : il y a des points de chargement avec un seul homme et d'autres où il y a six ouvriers et parfois plus. Dans trop de puits encore, il y a de jeunes manœuvres qui ne font que pousser ou arrêter des berlines : il y a des engins simples et beaucoup plus économiques pour assurer ce service. Pour le service des parcs, il y a des fourches automobiles et autres engins de manutention.

*Génération, distribution et consommation d'énergie* : beaucoup d'installations datent d'avant la première guerre mondiale. Les chaudières Lancashire ont été préférées pour la consommation des combustibles inférieurs, mais elles demandent un nombreux personnel et la chaufferie fonctionne le dimanche. Les compresseurs sont souvent mal utilisés : fuites, marche à faible charge au poste de 2 h et de nuit, haveuses en mauvais état d'entretien, consommant 25 à 40 % de plus que le nécessaire.

*Triages-lavoirs* : dans une mine à traitement complet par lavage de 350 t/h, le remplacement d'un ancien système demandant 56 personnes par un nouveau fait économiser 40 ouvriers. Là où l'on doit trier, la modernisation fait passer le personnel de 100 à 52 (gain : 48).

Distinction entre les modernisations à long terme et à court terme. Discussion.

IND. Q 1132

Fiche n° 13.267

H. STARR. Partial reorganization, re-equipment and electrification of Avon colliery. *Réorganisation partielle, rééquipement et électrification de la mine Avon*. — *Transactions of the Inst. of Min. Eng.*, 1955, août, p. 969/995, 6 fig.

Mine de la division S-W du National Coal Board ouverte en 1877 par une compagnie de che-

min de fer, elle a travaillé d'une façon intermittente, l'extraction étant réduite par suite des nombreux travers-bancs nécessaires. Fermée en 1922, rouverte en 1938, fermée en 1940, elle est à nouveau ouverte en 1946. Les réserves atteignent 100 millions de t. Le plan de modernisation ne prévoit pas de modification dans les méthodes d'abattage ou de transport, mais simplement des améliorations dans les treuils de halage, la modernisation des recettes et de l'extraction, la suppression des machines à vapeur.

La modernisation a commencé par la surface : scierie, ateliers, cribles et ventilateur des chaudières ont été électrifiés, un transfo de 30 kVA pour l'éclairage installé.

Le ventilateur de 26 m<sup>3</sup>/sec à 37 mm en mauvais état a été provisoirement remplacé par un ventilateur Waddle de 64 m<sup>3</sup>/sec à 113 mm. En réalité, il faut 90 m<sup>3</sup>/sec à 250 mm.

Les deux transports principaux du fond qui étaient à vapeur ont été électrifiés.

Il y avait deux compresseurs de 90 m<sup>3</sup>/min dont un en réserve. La mécanisation du fond (remplacement des traîneurs par des treuils, convoyeurs, haveuses et piqueurs, distributeurs de berlines) a progressivement chargé les deux compresseurs et on a dû en installer un troisième de 80 m<sup>3</sup>/min (475 HP). Nouveau guidonnage du puits pour les cages à deux paliers, une berline de 1.500 litres.

Machine d'extraction à vapeur du puits d'entrée remplacée par une à courant triphasé.

Exhaure par pompes submersibles dans le bougnou du puits d'air. Transformation des recettes.

Résultat : le coût de l'énergie a baissé de 2 sh par tonne extraite. La consommation est passée de 800 à 1.800 kW.

## Bibliographie

### BERGAKADEMIE — 7<sup>e</sup> ASSEMBLEE DES MINEURS ET DES METALLURGISTES A FREIBERG DU 16 AU 18 JUIN 1955. (VII. Berg- und Hüttenmännischer Tag Freiberg, 16 bis 18 Juni 1955).

Tiré à part de *Zeitschrift für Bergbau, Hüttenwesen und verwandte Wissenschaften*, n° 7, juillet 1955, p. 313/330.

C'est la septième fois déjà que l'Académie des Mines de Freiberg réunit les mineurs et les métallurgistes dans des assises annuelles. Le sénat de l'Académie a organisé la session quelques mois plus tôt afin de jouir d'un climat plus avantageux. Le rapporteur, M. Wendler, remercie les initiateurs et organisateurs et spécialement le Prof.-Dr Ing. agrégé H. Kirchberg, au nom de tous les participants, non seulement pour la bonne organisation, mais encore pour le programme des exposés, encore mieux fourni que les années précédentes et mieux ordonné.

A la veille du Congrès, l'Académie des Mines de Freiberg avait convié les participants et les invités d'honneur, en tête desquels le Ministre de l'Industrie lourde, à une heure de réjouissance académique en l'honneur du quatrième centenaire de la mort de Georges Agricola, savant humaniste, mineur et métallurgiste; MM. H. Kirchberg et Spackeler prirent successivement la parole.

Le jour suivant, la conférence fut ouverte devant 500 participants par le Prof. Kirchberg; il conclut son discours en conviant tous les peuples à la paix et à la bonne entente. Les Prof. Samarin d'U.R.S.S., Panec de Tchécoslovaquie, W. Guetel de Pologne s'associèrent à ce vœu. La parole fut ensuite donnée au Ministre de l'Industrie lourde, M. F. Selbmann. Ce dernier exposa les résultats obtenus par le premier plan quinquennal qui vient de se terminer, notamment la solution du problème de la cokéfaction du lignite, le développement de l'exploitation de la potasse et de la métallurgie (production : 1,5 million de tonnes de fonte, contre 245.000 t en 1938). Les directives du prochain plan sont ensuite exposées : production de métaux non ferreux, contact plus suivi avec la technique capitaliste, appel spécial aux géologues économistes, utilisation de la physique nucléaire à des buts pacifiques divers. Suivent les résumés des divers mémoires.

Les communications de géologie et de géophysique sont réservées pour une publication séparée.

#### *Géologie économique et appliquée.*

O. Oelsner : Problèmes des matières premières et des gisements dans la République démocratique allemande.

O. Meisser : Nouvelles observations géophysiques sur la structure de la croûte terrestre.

#### *Exploitation des mines.*

K. Neuberg : Le dossier des gisements, base des projets d'exploitation.

W. D. Kaschtschejew : L'exploitation des couches de faible ouverture dans l'Union soviétique.

G. Spackeler : Progrès techniques dans les mines de potasse de la République démocratique allemande.

W. Grimm : Gaz occlus dans le sel des mines de potasse.

W. Richter : Le mode d'action des barrages à gaz dans les explosions d'acide carbonique des mines de potasse.

#### *Carrières de lignite.*

H. Matschals : La formation des talus par les gradins d'abattage et de remblayage des mines de lignite en fonction de la nature du sol d'après les méthodes de recherche statistiques.

H. Lehmann : Les glissements de terrains dans les mines de lignite.

H. Helmut : La mécanisation des travaux auxiliaires, y compris le raillage dans les carrières de lignite et chantiers analogues.

E. Krüger : La mécanisation du creusement des vallées et galeries de drainage dans les carrières de lignite.

H. G. Weigelt : L'élimination des eaux stagnantes dans les exploitations par portique.

#### *Sidérurgie, métallurgie (10 communications).*

##### *Technologie générale.*

A. Recknagel : Le microscope électronique dans la métallurgie et la chimie.

A. Kneschke : Les bases techniques de la réfrigération et du réchauffage.

J. Wrana : Rapport d'essais sur la haute tension.

### LES GISEMENTS METALLIFERES DU RAMMELSBERG PRES DE GOSLAR (Die Erzlager des Rammelberges bei Goslar).

Par le D.-Ing. E. KRAUME, en collaboration avec F. DAHLGRUN, P. RAMDOHR et A. WILKE - Quatrième monographie des *Monographien Deutschen Blei-Zink-Erzlagerstätten* - Edit. : Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V. (20b) Clausthal-Zellerfeld, Schliessfach 51.

Le Rammelsberg, un des gisements métallifères allemands les plus riches, a tenu, au cours de son histoire quasi millénaire, un rôle économique de premier plan. Grâce à sa concentration de minerais, abondante et particulièrement variée, grâce

aussi à l'interprétation difficile et jusqu'en ces derniers temps encore très discutée de son origine, il acquit une réputation universelle. Peu avant la deuxième guerre mondiale, un programme d'études et d'investigations fut appliqué, qui apporta une abondance de nouvelles découvertes, complétées et élargies grâce aux riches ressources en matières provenant d'anciennes veines, grâce aussi à de nombreuses études et recherches de microscopie et de géochimie très poussées. La signification enfin éclaircie de volumineux complexes stratigraphiques, pétrographiques et tectoniques, celles de la réparation, celle de la composition matérielle et de l'évolution des couches, de la structure, du genre et du degré de la métamorphose, ainsi que celle des récentes roches encaissantes conduisirent à l'abandon définitif de l'hypothèse d'une formation épigénétique, métagénétique du gisement.

Principalement, le rapport entre les minerais et les épontes aux limites des couches, ainsi que la structure d'évolution hydrothermale des deux gisements principaux justifient pleinement la conception d'une formation syngénétique, sous-marine, hydrothermale. L'hypothèse de l'origine sédimentaire — émise en premier lieu par von Treba il y a 120 ans et reprise depuis par d'autres — peut être considérée désormais comme parfaitement vérifiée.

Le Rammelsberg s'avère ainsi d'une origine identique à celle qui fut récemment reconnue au gisement métallifère de Meggen.

**ANNUAIRE GEOLOGIQUE — Tome 69 — (Edité par le Service géologique de la République fédérale allemande).**

Rédigé par H. R. von GAERTNER, distribué par le Service des Recherches géologiques de et à Hanovre, 1955, broché 18 × 25, 699 p., 125 fig., 45 planches.

Après l'éloge des membres, quelques pages sont consacrées à l'organisation et au personnel du Service géologique allemand. L'ouvrage est constitué d'études de géologues allemands. Ces communications se vendent également séparément pour quelques D.M. On les obtient en s'adressant au dit service.

Nous reprenons ci-dessous quelques-uns des titres des études publiées, en nous limitant essentiellement à celles qui ont trait à la géologie houillère :

W. Schmidt et M. Teichmüller : Pflanzenreste aus dem Gedinne des Hohen Venns - Débris de plantes du Gedinien des Hautes-Fagnes (p. 89/102).

R. Potonie et G. Kremp : Die Gattungen der paläozoischen Sporae dispersae und ihre Stratigraphie - Les espèces de spores du Paléozoïque et leur stratigraphie (p. 111/194).

W. Jessen : Früdiagenetische und spätere Veränderungen der Sedimente des Ruhrkarbons - Diagenèse précoce et métamorphisme ultérieure des gisements houillers de la Ruhr (p. 195/206).

E. Stach : Der Crassidurit, ein Hilfsmittel zur Flözgleichstellung im Ruhrkarbon - Le Crassidurain, un élément caractéristique pour la synonymie des couches du Houiller de la Ruhr (p. 207/238).

H. F. Schulte : Ueber das Auftreten von Spalten in Flöz Blücher der mittleren Bochumer Schichten und ihre wahrscheinliche Entstehung - Sur la rencontre de fissures dans la couche Blücher du faisceau moyen de Bochum et leur origine probable (p. 239/248).

H. Schaub : Kreidesedimente in Spalten des linksrheinischen Steinkohlengebirges - Sédiments calcaires dans les fissures des terrains houillers de la rive gauche du Rhin (p. 249/254).

P. Michelau : Ueberkippte Aufschuppungen im Ruhrkarbon - Plissements renversés dans le Houiller de la Ruhr (p. 255/262).

M. et R. Teichmüller : Zur mikrotechnischen Verformung der Kohle - Sur la nature microtectonique du charbon (p. 263/286).

H. Werner : Ueber den Nachweis mariner Beeinflussung von Torf und Kohle - Sur la détection des intrusions marines dans la tourbe et le charbon (p. 287/292).

W. Peltz et H. W. Quitzow : Die Bruchtektonik des Braunkohlengebietes der Ville nach neueren Bohrergebnissen - La tectonique des failles du gisement de lignite de Ville d'après les données de nouveaux sondages (p. 293/302).

G. v. d. Brelie et U. Rein : Die pollenanalytische Flözorientierung im Braunkohlentiefbau der Schachtanlage Morschenich - La détermination des couches par les pollens du gisement de lignite profond du puits Morschenich (p. 303/328).

P. W. Thomson : Der Fazieswechsel im Hauptflöz der rheinischen Braunkohle im Gebiet der Grube Fortuna - Le changement de facies dans la couche principale du gisement de lignite dans la région de la mine Fortuna (p. 329/338).

R. Wolters : Ausbildung und Lagerung der pliozän/pleistozänen Grenzsichten im niederrheinischen Grenzgebiet von Niederkrüchten/Brüggen - Formation et localisation des couches à la limite du pliocène-pléistocène dans la région des couches du Rhin inférieur de Niederkrüchten/Brüggen (p. 339/348).

G. Herbst : Zur Entstehung der Erkelenzer Horstes Ergebnisse neuerer Aufschlüsse - Sur la formation du Horst d'Erkelenz, résultats de nouvelles recherches (p. 349/360).

J. Hesemann : Ueber Kupferkies und Fahlerz im Ruhrkarbon - Sur la chalcopirite et la tétrahédrite du Houiller de la Ruhr (p. 411/416).

H. Bode : Die hydrologischen Verhältnisse am Südrand des Beckens von Münster - Les conditions hydrologiques du bord sud du bassin de Münster (p. 429/454).

G. Knetsch : Untersuchungen über die Tektonik im Grubenfeld von « Sophia Jacoba » (Hückelhoven, Kr. Erkelenz) - Recherches sur la tectonique dans le gisement de Sophia Jacoba (District d'Erkelenz) (p. 611/624).

S. van der Heide : Die Frage der praktischen Verwendbarkeit der Süßwasserfauna in der Karbonstratigraphie - La question de l'utilisation pratique de la faune d'eau douce dans la stratigraphie du Houiller (p. 625/628).

## L'INDUSTRIE DES MINES EN AUTRICHE — 1945-1955.

Ministère fédéral autrichien pour le Commerce et la Reconstruction - Direction des Mines (Der Oesterreichische Bergbau 1945-1955, Wien 1955, im Selbstverlage des Bundesministeriums für Handel und Wiederaufbau - Oberste Bergbehörde) - Brochure 21 × 30 - 162 p. - 50 clichés.

Dans l'évolution économique et sociale de l'Autriche, l'exploitation des mines, qui fut très fructueuse au cours de ces dix dernières années, occupe une part prépondérante. C'est pour mettre en évidence cette participation et la porter à la connaissance des cercles intéressés d'Autriche et de l'étranger que le présent ouvrage est publié.

A la fin de la dernière guerre, les mines se révélèrent une fois de plus la richesse indispensable pour le relèvement industriel et social du pays. Du même coup, l'administration des mines, avec un personnel réduit de moitié, se trouva en présence de tâches sans exemple dans le passé. Mines noyées, perte d'une partie importante du matériel d'exploitation par démontage et destruction, manque de pièces de rechange même dans les entreprises intactes, manque d'ouvriers, mauvais ravitaillement de ceux qui restaient, avec comme conséquence des productions insuffisantes. Dans ces circonstances difficiles où il fallait surtout assurer la fourniture du combustible, avec la collaboration bien organisée du personnel responsable et une aide inestimable de l'étranger, les mines autrichiennes ont su prendre un bel essor au cours de ces dix années écoulées. Dans l'introduction, le Dr U. Illig expose les mesures prises et cite quelques chiffres records.

Dans une dizaine de chapitres, le corps de l'ouvrage fournit, avec de belles illustrations, des données sur les progrès réalisés dans les mines de charbon, les mines métalliques, les salines et minières, les exploitations de roches, l'extraction du pétrole, des gaz et schistes bitumineux. Il signale les progrès dans la législation et la réglementation ainsi que dans l'assistance sociale et culturelle.

Le conseiller au Ministère, Dr H. Kern, termine par un examen rétrospectif et des considérations optimistes, eu égard à l'indépendance enfin recouvrée.

## R. LEFEVRE et G. JANSSENS. — LES SERVICES GÉNÉRAUX DU FOND DANS L'EXPLOITATION DES MINES DU BASSIN DE CHARLEROI-NAMUR.

66 pages, 21 × 30 - Imprimerie Maison d'Édition, Couillet.

Cet ouvrage fait suite à une précédente enquête dans les mines du Bassin de Charleroi-Namur qui avait pour but l'étude de l'incidence des opérations sur chantier sur la productivité (résumé dans les *Annales des Mines de Belgique*, janvier 1955, p. 106/113). Une enquête similaire vient d'être faite, concernant les autres opérations de la mine groupées sous l'appellation de « Services généraux du Fond ». Si l'indice moyen de productivité (nombre d'ouvriers

utilisés aux 100 tonnes nettes) est de 63, il est de 27 pour les services généraux (avec 7 points pour les travaux préparatoires), soit environ 15 % du prix de revient global moyen du Bassin. Dans cette étude, les auteurs se sont efforcés d'explicitier l'influence des différents paramètres pouvant influencer la productivité du personnel occupé dans ces services généraux du fond, notamment l'importance de la production, le nombre d'étages en exploitation, la profondeur des travaux, la longueur des transports.

Le premier chapitre traite des transports principaux, horizontaux d'abord : l'enquête a porté sur l'histogramme des modes d'évacuation : chevaux, treuils va-et-vient, locomotives, câbles ou chaînes sans fin, convoyeurs à courroie. La statistique a également été établie en fonction du tonnage et de la longueur du transport. Les transports sur la pente sont ensuite examinés : plans inclinés, convoyeurs ou freineurs, burquins verticaux, la première constatation est que les burquins verticaux ont un meilleur indice que les plans inclinés, les convoyeurs sont nettement supérieurs aux burquins et aux plans inclinés.

Le second chapitre concerne le service des voyages : recettes borgnes (14 cas), recettes passantes et engagement à la main (39 cas), recettes passantes et engagement mécanique (46 cas), 68 cas notamment sur 99 correspondent à des extractions inférieures à 300 tonnes nettes. L'indice y oscille entre 2 et 3,5, tandis qu'il est voisin de 1 dans les autres cas.

Le troisième chapitre concerne l'entretien des galeries principales et le quatrième, l'entretien des puits; il y a là également bon nombre d'indications intéressantes : influence de la production et de la profondeur très marquée.

Le cinquième chapitre traite des travaux divers (ajusteurs, électriciens, poseurs, maçons, pompiers, etc.) et de l'influence de la mécanisation.

Le sixième chapitre est relatif à la surveillance générale : ce sont les mines de 500 à 800 t qui ont l'indice le plus faible.

Le septième chapitre concerne les travaux préparatoires; on y compare les avancements journaliers, les avancements en cm par homme et par poste, les nombres de m<sup>3</sup> abattus par homme/poste, avancements à un, deux ou trois postes. La productivité est la plus grande dans les travaux à un seul poste, c'est l'organisation à trois ouvriers par poste qui donne la productivité maximum, les galeries de section moyenne de 7 à 11 m<sup>2</sup> sont relativement les moins onéreuses au m<sup>2</sup> : les grandes sections demandent une organisation spéciale.

Enfin, le huitième chapitre considère l'indice de l'ensemble des services généraux du fond.

Dans les conclusions, des considérations sont émises pour chacun des chapitres repris successivement. Il s'en dégage quelques valeurs optima qui doivent évidemment être considérées avec une certaine réserve, étant donné le nombre encore, malgré tout, assez limité des observations. Les personnes qui connaissent les grandes difficultés que présentent de telles enquêtes apprécieront certainement le grand mérite d'une telle étude et ses possibilités d'utilisation.

## AIDE-MEMOIRE POUR LES INSTALLATIONS A AIR COMPRIME.

7<sup>me</sup> édition - Edité par la Frankfurter Maschinenbau A.G., anciennement Pokorny et Wittekind FMA/Pokorny, Francfort/Main (*Taschenbuch für Druckluftbetrieb*) - 7<sup>me</sup> édition revue par H. FEIGENSPAN et J. PESCH - Reliure toile 14 × 18 - 352 p., 276 fig., 1954 - Springer-Verlag - Berlin-Göttingen, Heidelberg.

Quand l'air comprimé a-t-il été inventé et utilisé pour la première fois dans une machine?

Quel est le taux horaire de condensation d'eau dans un réservoir de distribution?

Quelle est la quantité d'énergie requise par un compresseur dans des conditions déterminées?

Quelle est la quantité d'air à fournir pour réaliser un travail déterminé?

Quelles conditions doit remplir une centrale de compresseurs?

Pour un débit d'air aspiré de 15 m<sup>3</sup>/min et une longueur de refoulement de 100 m, une tuyauterie de 50 mm est-elle suffisante et économique?

Comment contrôle-t-on le débit d'un compresseur?

Comment fonctionne la distribution d'un marteau à air comprimé?

Quel marteau convient-il d'utiliser pour la pose à chaud de rivets de 12 mm?

Dans les machines de soudure par points à électrodes existe-t-il un outil à air comprimé qui parachève le travail rapidement et proprement?

Comment se fait la pose des billes de chemin de fer à l'air comprimé?

Quels soins et quel entretien demande un perforateur à l'air comprimé?

Voilà une douzaine de questions auxquelles répond le formulaire d'une façon détaillée. Ce sont des problèmes qui intéressent autant le praticien que l'étudiant, et qu'ils seront très satisfaits de trouver résolu ici avec suffisamment d'explications. Tous les sujets traités sont tirés de la pratique. Ainsi, par exemple, il est intéressant de savoir qu'une section de fuite de 1 cm<sup>2</sup> débite par heure (à 6 atm) 490 m<sup>3</sup> et fait perdre par an 15.000 DM. Les découvertes récentes ne sont pas négligées; ainsi, par exemple, il est répondu adéquatement à la question suivante: que dit l'électronique au sujet des exigences à satisfaire par un marteau à air comprimé pour réaliser une tâche donnée? L'éditeur fournit volontiers sur demande des informations complémentaires.

## UNION MINIERE DU HAUT-KATANGA.

Monographie 1954, format 22 × 28 - 155 p., 150 figures.

Cette belle composition se propose de donner au lecteur une idée du cadre dans lequel s'exercent les initiatives des dirigeants de l'Union Minière, des problèmes qui se sont posés au cours de la déjà longue existence de cette société et de la façon heureuse dont ils ont été résolus.

Dans une première partie, l'histoire de l'Etat indépendant du Congo devenu le Congo belge est brièvement évoquée avec les efforts gigantesques de Stanley, aussi bien pour traverser et explorer ce continent, difficilement accessible et plein d'embûches, que pour le faire apprécier d'un monde tout à fait indifférent. Le génie prévoyant de Léopold II, le courage de ses collaborateurs pour occuper ce pays immense et le libérer des hordes arabes, tout cela constitue une belle épopée qui s'est prolongée et est devenue de moins en moins aride au fur et à mesure de la pénétration, avec de nouvelles pages glorieuses au cours des deux grandes guerres.

Les efforts déployés pour mettre en valeur les richesses naturelles de ce pays ne sont pas moins admirables étant donné l'ignorance absolue à tous les points de vue de la constitution de cet immense domaine. La création de la Compagnie du Congo pour le Commerce et l'Industrie avec sa filiale la Compagnie du Katanga, l'expédition Le Marinel, les missions Stairs-Bodson et Bia-Francqui avec le géologue Cornet, autant de jalons qui ont tracé la voie à l'organisation actuelle avec le contrôle du Comité spécial du Katanga et la création de l'Union Minière ayant à sa tête Jean Jadot et Sir Robert Williams.

Le lecteur pénètre ensuite dans ce pays de cocagne qu'est le Haut-Katanga au climat tempéré, de plus en plus salubre à mesure que se développe la lutte contre la malaria. Un aperçu est donné de la situation économique: agriculture, industries diverses, commerce local, industrie, le handicap des distances sont signalés. Le cadre étant bien tracé avec la description des villes qui sont redevables de leur existence à l'activité de l'Union Minière, l'ouvrage passe ensuite en revue les diverses activités techniques de cette société en faisant ressortir les heureuses conséquences pour la population indigène, élevée en moins d'un demi-siècle à un niveau de civilisation qui fait d'ailleurs honneur aux aptitudes de la race aussi bien qu'à ses moniteurs. Les œuvres sociales et l'organisation des loisirs occupent une place importante.

Cet exposé laisse une haute idée de la tâche accomplie aussi bien dans le domaine économique que dans l'œuvre humaine et civilisatrice.

## A. MARCQ. — Influence de la modernisation d'un siège d'extraction sur son prix de revient.

152 p., format 16 × 25 - La Maison d'Édition Couillet (Charleroi).

L'auteur se propose dans cet ouvrage l'étude de la variation du prix de revient d'un siège en fonction de l'extraction et du rendement qu'il peut réaliser.

Cette extraction possible est d'abord fonction de la modernisation des installations de surface: électrification de l'extraction, mécanisation des recettes de la surface, nouvelle mise à terril, ateliers nouveaux d'une capacité plus élevée de triage et de lavage des charbons.

Elle est aussi fonction de la modernisation des installations du fond: mécanisation des recettes, du transport, de l'abattage, etc.

Ces diverses transformations auront comme résultats l'abaissement du prix de revient par l'amoin-drissement des dépenses en salaires, surface et fond, et la réduction des consommations.

La réalisation de ce programme permettra en outre un accroissement important du tonnage, lequel, ainsi que cela est démontré, se traduira par une diminution sensible du prix de revient.

En plus, l'installation d'un triage-lavoir moderne valorisera la qualité des produits et, par un meilleur rendement du lavage, augmentera le tonnage, pour ainsi dire sans frais supplémentaires.

Cette étude, livrée au bienveillant examen des collègues, ingénieurs des mines, ne vise à aucune prétention mathématique, le travail progresse pas à pas dans un complexe aux paramètres multiples, en soulignant le sens des équations résolues par des interprétations graphiques dont l'allure reste conforme à la logique et au bon sens des exploitants. Elle n'a d'autre but que celui d'être utile à ceux qui seraient aux prises avec un problème similaire. Elle leur permettra vraisemblablement de prédéterminer rapidement les résultats escomptés d'une modernisation ou de confirmer, s'il le désirent, les espoirs qu'une étude antérieure de leur cas propre leur a déjà fait entrevoir.

#### MANUEL PRATIQUE DU SOUTÈNEMENT EN ACIER DES GALERIES (*Streckenusbau in Stahl, ein Handbuch für die Praxis*),

Par F. SPRUTH, Bergassessor a.D. Sous le patronage du Steinkohlenbergbauverein d'Essen et de la Beratungstelle für Stahlverwendung de Düsseldorf et avec la collaboration de K. DREKOPF, Dr. Phil., O. JACOBI, Dr.-Ing. et W. SCHAEFER, Ing. — Introduction par G. P. WINKHAUS, Bergassessor a.D. — Deuxième volume de la Glückauf-Betriebsbücher, Essen, 1955. Relié toile 16 × 22 - 220 pages, 205 fig.

Cet ouvrage est conçu à un point de vue tout à fait pratique, il doit être considéré par les gens de la mine comme un guide dans leur travail courant, qui non seulement les documentera sur la situation actuelle de la technique, mais encore que l'on consultera pour le choix des profils, des sections de galeries et du mode de soutènement. Il y a en outre le personnel des ateliers de construction de plus en plus nombreux qui s'intéressent à la fourniture du matériel de soutènement. A ces spécialistes, à leurs représentants et aux services d'achat des mines, il manquait un ouvrage qui rassemble les connaissances actuelles sur le sujet. Il ne sera pas moins utile aux jeunes générations des universités et écoles supérieures des mines pour leur donner une vue exacte des problèmes qui se posent et de la façon de les solutionner. C'est pourquoi, en vue d'être compris par tous les intéressés, on s'est gardé d'entrer dans des développements et formules purement mathématiques. Il a cependant paru nécessaire de donner au début du livre les notions principales sur les pressions de terrain, en vue de dégager les propriétés essentielles requises des moyens de soutènement. Bien que le développement du soutènement

métallique en galerie soit arrivé à un très haut degré de réalisation, l'évolution technique n'est nullement terminée : les recherches vers le soutènement le plus adéquat et la qualité d'acier la plus convenable ne sont pas encore arrivées au but final.

Déjà en 1935, alors que le soutènement en galeries ne représentait guère que 20 % de la situation actuelle, l'ingénieur Würker avait fait paraître un ouvrage très documenté sur le même sujet, que la guerre et ses séquelles ont fait négliger et qui ne correspond d'ailleurs plus aux connaissances actuelles; l'auteur s'en est inspiré tout en comblant les lacunes. Le soutènement en dressant notamment a reçu les développements nécessaires. Le soutènement métallique des puits intérieurs n'est pas repris parce qu'il y a un ouvrage récent de H. Burkhardt à la même librairie sur le sujet. Ainsi que le fait remarquer l'auteur de la préface, le premier ouvrage de cette nouvelle bibliothèque « Strebausbau » (soutènement en taille) de l'auteur du présent travail a déjà reçu un très bon accueil des milieux de l'enseignement et des exploitations, il n'y a pas de doute qu'il en sera de même pour le second volume.

#### MANUEL D'EXPLOITATION DES MINES SE REFERANT SPECIALEMENT AUX MINES DE CHARBON -1<sup>er</sup> volume.

9<sup>me</sup> édition du traité de F. HEISE et F. HERBST, entièrement remaniée par le Dr Ing. C. Hellmut FRITZSCHE, professeur d'exploitation des mines à l'Ecole technique supérieure Rhéno-Westphalienne d'Aix-la-Chapelle (*Lehrbuch der Bergbaukunde, Erster Band*) - 760 pages avec 584 figures et une planche en couleurs. Relié toile 17 × 24. Edition Springer, Berlin, Göttingen/Heidelberg, 1955.

La réputation de Heise et Herbst n'est plus à faire, c'est un ouvrage essentiellement pratique, évitant les développements théoriques. Tout en restant dans la conception originelle, quelques modifications importantes ont été apportées à cette neuvième édition en vue de mieux répondre aux exigences actuelles. Les quelques notions préliminaires de géologie ont été supprimées en vue de laisser plus de place à l'objet propre de l'ouvrage et d'éviter d'autre part d'être trop succinct dans une branche qui s'est beaucoup développée, on consultera avec fruit à ce sujet l'ouvrage de Kukuk : *Géologie, Minéralogie et Étude des Gisements*, publié chez le même éditeur. En second lieu, l'ordre des matières a été un peu modifié : le transport a été placé dans le premier volume et précède la ventilation, ce qui est plus logique. Par contre, les études d'aménagement, les travaux préparatoires et les méthodes d'exploitation ont été reportées dans le second volume. Enfin, il a été fait plus souvent usage de caractères de grandeurs différentes; les petits caractères étant réservés aux spécialités du domaine des praticiens qui intéressent moins les élèves.

Depuis les dernières éditions, la technique a fait de tels progrès qu'un remaniement complet s'était révélé indispensable. L'auteur a surtout exposé les principes et présenté les points de vue divers pour favoriser un jugement personnel et développer la

mentalité du mineur. Un très gros effort a été fourni en vue d'être complet : que quelques procédés non confirmés ou machines récentes aient échappé est d'ailleurs sans importance. Les matières traitées dans le premier volume sont énumérées ci-dessous.

*1<sup>re</sup> partie* : Prospection et sondages : diverses méthodes de prospection. Généralités sur les forages et les sondages : a) Procédés de forage du fond; b) Procédés de forage utilisables à la surface et au fond; c) Les sondages à partir de la surface.

*2<sup>me</sup> partie* : Travail d'abattage : I. Les marchés. II. L'abattage manuel. III. L'abattage mécanique : le travail au piqueur, le havage mécanique, les haveuses rouilleuses, les rabatteuses-chargeuses et rabots. IV. Le minage : a) le forage; b) les explosifs; c) le tir; d) disposition; e) tir en veine; f) accidents de tir; g) variété du tir. V. Le chargement mécanique en galerie.

*3<sup>me</sup> partie* : Le transport : I. Généralités. II. Transport continu. III. Transport par berlines. IV. Le transport intérieur entre étages. V. L'extraction : cages et skips - recettes et mécanisation - machines d'extraction à vapeur ou électriques - câbles - pou-

lie ou tambour - châssis à molettes ou tours d'extraction - les appareils de sûreté.

*4<sup>me</sup> partie* : La ventilation : I. Généralités. II. L'atmosphère du fond : a) composition; b) gaz étrangers; c) le méthane; d) les coups de grisou; e) détection du grisou; f) conditions physiques (densité, température, humidité). III. Le mouvement de l'air : a) courant d'air et contrôle; b) moyens d'aéragé : naturel, ventilateurs centrifuges et hélicoïdes caractéristiques et association; c) le vent dans les puits; d) réglage et répartition; e) aéragé secondaire.

Comme le reste de l'ouvrage d'ailleurs, cette partie est particulièrement détaillée et documentée sur un ensemble de notions récentes que le mineur ne peut plus ignorer.

*5<sup>me</sup> partie* : Poussières de charbon et de roches : a) généralités; b) le danger des poussières; c) les mesures de nuages de poussières; d) la lutte contre ces nuages; e) la prévention : procédés de fixation au sol.

*6<sup>me</sup> partie* : L'éclairage du mineur : a) la lampe portative; b) l'éclairage à demeure.

Cet ouvrage, en un nombre de pages somme toute assez restreint, donne un bon aperçu de la situation actuelle de nos connaissances dans ce vaste domaine.

## Communiqués

### COUVERTURES DE BATIMENTS

L'Institut belge de Normalisation (IBN) vient de publier les normes suivantes consacrées aux couvertures de bâtiments :

NBN 284 — Couvertures asphaltiques (form. A4 - 52 p. - 10 fig. - 11 tabl.).

NBN 306 — Evacuation des eaux (form. A4 - 29 p. - 19 fig. - 2 tabl.).

Ces normes sont un nouveau résultat des travaux de la Commission des Couvertures de Bâtiments.

NBN 284 comprend cinq chapitres traitant respectivement des généralités, des produits utilisés, de la forme, de la composition et de la pose du revêtement d'étanchéité, des raccords et ouvrages spéciaux.

NBN 306 comprend trois chapitres traitant respectivement de l'écoulement, des canaux d'évacuation, des ouvrages de descente.

La série des normes et projet étudiés par la Commission des Couvertures de Bâtiments, sous la présidence du Prof. Cloquet, comprend donc à ce jour :

NBN 280 — Terminologie.

NBN 281 — Généralités.

NBN 282 — Couvertures en tuiles.

NBN 283 — Couvertures de zinc en feuilles.

NBN 284 — Couvertures asphaltiques.

NBN 305 — Couvertures en ardoise.

NBN 306 — Evacuation des eaux.

NBN 333 — Couvertures en ardoise en asbestociment (projet).

NBN 284 et NBN 306, qui sont bilingues, peuvent être obtenues aux prix respectifs de 80 F et 50 F, contre paiement préalable au compte postal n° 633.10 de l'I.B.N.

Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due.

Toutefois, les membres adhérents sont priés de payer après réception.

### NOUVEAUX PROJETS DE NORMES BELGES

L'Institut belge de Normalisation soumet à l'enquête publique, jusqu'au 30 novembre 1955, les projets de norme belge suivants :

NBN 376 — Tuyaux en béton (normalement non soumis à pression interne) (form. A4, 17 p., 4 tabl., 7 fig.).

Ce nouveau projet est rédigé par la Commission des Agglomérés de Ciment de l'I.B.N., présidée par M. Dutron.

Pour ses travaux, la Commission a pu disposer notamment d'un projet de spécification élaboré par les soins du Groupe d'Etudes n° 208 constitué au sein du Centre belge de Documentation et d'Information de la Construction (CEDOC).

Les prescriptions du présent projet sont applicables aux tuyaux utilisés pour la construction des canalisations non soumises normalement à pression interne, qu'ils soient en *béton armé* ou *non armé* et quel que soit le type d'emboîtement (mi-épaisseur, collet extérieur et mixte).

Le projet comporte les spécifications dimensionnelles et de fabrication ainsi que les conditions de réception avec une description des méthodes d'essai.

En attendant que la Commission ait pu mettre au point la rédaction d'un code de bonne pratique complet pour la mise en œuvre du matériau envisagé, il a été jugé utile de joindre au présent projet, sous forme d'annexe, un ensemble de prescriptions d'ordre général.

Ce projet bilingue peut être obtenu au prix de 25 F, franco de port, contre paiement préalable au compte postal n° 633.210 de l'I.B.N.

Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due.

Sur demande, les membres adhérents de l'I.B.N. reçoivent le projet gratuitement.

Les observations et suggestions seront reçues avec intérêt.

### DAKBEDEKKINGEN

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie (BIN) publiceerd zopas de volgende normen gewijld aan de dakbedekkingen :

NBN 284 — Asfaltdaken (form. A4 - 52 blz. - 10 fig. - 11 tab.).

NBN 306 — Waterafvoer (form. A4 - 29 blz. - 19 fig. - 2 tab.).

Deze normen zijn een nieuw resultaat van de werkzaamheden van de Commissie voor Dakbedekkingen.

NBN 284 bevat vijf hoofdstukken welke respectievelijk handelen over algemeenheden, gebruikte producten, vorm, samenstelling en aanbrenging van afdichtingsbekleding, verbindingen en speciale werken.

NBN 306 omvat drie hoofdstukken welke respectievelijk handelen over de afloop, de afvoerkanalen, de afloopwerken.

De reeks normen en een ontwerp, bestudeerd door de Commissie voor Dakbedekkingen, onder het

voorzitterschap van Prof. Cloquet, bevat dus tot heden :

- NBN 280 — Terminologie.
- NBN 281 — Algemeen.
- NBN 282 — Pannendaken.
- NBN 283 — Daken in bladzink.
- NBN 284 — Asfaltdaken.
- NBN 305 — Leiendaken.
- NBN 306 — Waterafvoer.
- NBN 333 — Daken met leien van asbest-cement (ontwerp).

NBN 284 en NBN 306, welke tweetalig zijn, kunnen worden bekomen aan de respectievelijke prijs van 80 F en 50 F, tegen voorafgaande betaling op postrekening n<sup>r</sup> 633.10 van het B.I.N.

Het bedrag van de bestelling moet de overdracht-taks bevatten indien deze verschuldigd is.

De buitengewone leden zijn echter verzocht na ontvangst te betalen.

#### NIEUWE ONTWERPEN VAN BELGISCHE NORMEN.

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceert ter kritiek, tot 30 november 1955, het volgende ontwerp van belgische norm :

NBN 376 — Betonbuizen (normaal niet aan een inwendige druk onderworpen) (form. A4, 17 blz., 4 tab., 7 fig.).

Dit nieuw ontwerp is opgesteld door de Commissie van de Agglomeraten met Cement van het B.I.N., voorgezeten door de H. Dutron.

De Commissie kan voor haar werkzaamheden beschikken over een ontwerpspecificatie, uitgewerkt door de zorgen van de Studiegroep n<sup>r</sup> 208, opgericht in de schoot van het Belgisch Centrum voor Documentatie en Voorlichting van het Bouwbedrijf (CEDOC).

De voorschriften van dit ontwerp zijn van toepassing voor *betonbuizen*, ook *gewapende*, gebruikt voor het aanleggen van leidingen, normaal niet aan een inwendige druk onderworpen, en welk ook het type van mofverbinding is (op halve dikte, buitenkraag en gemengd).

Het ontwerp omvat de dimensionele en fabricatiespecificaties, evenals de keuringseisen met een beschrijving van de proefmethodes.

In afwachting dat de Commissie de redactie van een volledige leidraad voor de tewerkstelling van het beoogd materiaal op punt zal hebben kunnen stellen, werd het nuttig geoordeeld bij dit ontwerp, als bijlage, een stel voorschriften van algemene aard te voegen.

Dit tweetalige ontwerp is afzonderlijk verkrijgbaar tegen de prijs van 25 F, portvrij, tegen voorafgaande betaling op postrekening n<sup>r</sup> 633.10 van het B.I.N.

Het bedrag van de bestelling moet de overdracht-taks bevatten indien deze verschuldigd is.

Op aanvraag krijgen de buitengewone leden het ontwerp kosteloos toegestuurd.

De opmerkingen en suggesties worden ontvangen.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE — ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Année 1955 — Jaar 1955

TABLE ALPHABETIQUE DES AUTEURS  
ALPHABETISCHE TAFEL DER AUTEURS

	Livraison	Pages
<b>ADMINISTRATION DES MINES.</b>		
<i>Tableau des mines de houille en activité en Belgique au 1<sup>er</sup> janvier 1955 . . . . .</i>	III	477
<i>Répartition du personnel et du service des mines. — Noms et adresses des fonctionnaires au 1<sup>er</sup> janvier 1955 . . . . .</i>	III	498
<i>Situation du personnel du Corps des Mines au 1<sup>er</sup> janvier 1955 . . . . .</i>	III	517
<i>Police des Mines: Règlement du 28 avril 1884 — Circulaire du 8 juin 1886 à Messieurs les Directeurs Divisionnaires des Mines . . . . .</i>	IV	722
<b>ANDRIEN, A.</b>		
<i>Les courroies transporteuses ininflammables . . . . .</i>	V	875
<b>BERNHARDT, F.</b>		
<i>Méthodes modernes pour l'essai des bandes transporteuses ininflammables pour le fond . . . . .</i>	IV	692
<b>CHESTERS, J.H.</b>		
<i>Comparaison des résultats obtenus au four tunnel expérimental et des données sur fours Siemens-Martin . . . . .</i>	II	326
<i>Traduction par M. MORAY.</i>		
<b>CONSEILS ET COMITES — RADEN EN KOMITEE'S.</b>		
<i>Conseils, conseils d'administration, comités et commissions — Composition au 1<sup>er</sup> janvier 1955 . . . . .</i>	III	533
<i>Raden, beheerraden, komitee's en commissies — Samenstelling op 1 Januari 1955</i>	III	533
<b>DELVAUX, L.</b>		
<i>L'Exposition et le Congrès minier de Cleveland 1955 . . . . .</i>	IV	717
<b>FRIPIAT, J.</b>		
<i>Le risque d'inflammation des mélanges gazeux par les étincelles de métaux légers</i>	I	114
<i>Recherches récentes sur la sécurité du tir . . . . .</i>	III	431
<i>Rapport sur les travaux de l'Institut National des Mines en 1954 . . . . .</i>	IV	585
<b>GRAULICH, J.M.</b>		
<i>La Faille Eifélienne et le Massif de Herve. Ses relations avec le Bassin houiller de Liège . . . . .</i>	I	27
	II	265
<b>FEDECHAR.</b>		
<i>Commission de Technique minière de la C.E.C.A. — Troisième session, Liège, novembre 1954 . . . . .</i>		
<i>En collaboration avec INICHAR.</i>	II	201
<b>HANSROUL, P.</b>		
<i>Besoins de l'industrie minière belge vis-à-vis du caoutchouc . . . . .</i>	V	884

HOPPE, R.

*Extrait du rapport sur les travaux du premier semestre 1954 — Division des Bassins du Borinage et du Centre :*

M. DURIEU : Lavoir à liqueur dense Humboldt à la S.A. des Charbonnages de Bernissart	III	445
M. DURIEU : Lavoir à liqueur dense PIC à la S.A. des Charbonnages de l'Agrappe-Escouffiaux et Hornu et Wasmes	III	447
M. DURIEU : Triage-lavoir central de la S.A. des Charbonnages de Ressaix	IV	710

HOUBERECHTS, A.

<i>L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1954</i>	III	373
--	-----	-----

INICHAR.

<i>Exposition internationale, technique et industrielle de Charleroi 1954</i>	I	42
<i>Deuxième Conférence Internationale sur la Préparation des Charbons, Essen 1954</i>	I	49
	II	308
<i>Exposition minière allemande, Essen 1954 :</i>		
<i>Abattage — Soutènement en taille — Soutènement en galeries</i>	I	68
<i>Transport en tailles — Transport en voie de chantier — Creusement des galeries</i>	II	282
<i>Procédés de remblayage</i>	III	411
<i>Transports généraux et accessoires des puits et des recettes</i>	V	777
<i>Commission de Technique minière de la C.E.C.A. — Troisième session, Liège, novembre 1954</i>	II	201
<i>En collaboration avec FEDECHAR.</i>		
<i>Journées des Epontes et du Soutènement, juin 1955 :</i>		
P. STASSEN, A. HAUSMAN et R. LIEGEOIS : <i>Etude sur la qualité des épontes</i>	IV	640
<i>Le Soutènement en tailles — Le soutènement en galeries — Visite au Charbonnage de Houtbalen</i>	V	803
<i>La gazéification souterraine dans les divers pays (suite) — Deuxième essai de gazéification souterraine à Djerada (Maroc)</i>	IV	703
<i>Conférence Internationale sur la science du charbon, Heerlen, mai 1955</i>	V	840
<i>Exposition internationale sur l'utilisation pacifique de l'énergie atomique, Genève, août 1955</i>	V	866
<i>Journée des Applications de la Pétrologie à la Cokéfaction, Liège, mai 1955 :</i>		
J. VENTER — <i>Introduction</i>	VI	948
E. GRAND'RY — <i>Quel intérêt pratique peut-on attacher à l'analyse pétrographique des houilles ?</i>	VI	948
R. NOËL — <i>Quelques applications pratiques de la connaissance des éléments végétaux constitutifs des charbons</i>	VI	952
H. HOFFMANN — <i>Progrès dans l'étude et le contrôle de la constitution physique du coke sidérurgique</i>	VI	956
K. ASAI et H. TANNO — <i>Fabrication de coke métallurgique à partir de charbon birman par le procédé de carbonisation en deux temps du Coal Research Institute</i>	VI	971
M.T. MACKOWSKI — <i>Possibilités d'utilisation dans le domaine pratique de l'étude microscopique de la houille et du coke</i>	VI	981
E. BURSTLEIN — <i>Le charbon à coke. Pénurie ou abondance ?</i>	VI	985
<i>Congrès du Centenaire de la Société de l'Industrie Minérale, Paris 1955 —</i>		
<i>Abattage et chargement mécaniques</i>	VI	921
<i>Revue de la littérature technique</i>	I	175
	II	344
	III	552
	IV	749
	V	895
	VI	1068

LEDENT, P.

<i>Les joints de canalisation d'aérage dans les mines belges</i>	IV	679
--	----	-----

LEFEVRE, R. et JANSSENS, G.

<i>Les opérations de chantier dans l'exploitation des mines du Bassin de Charleroi-Namur</i>	I	106
<i>Les services généraux du fond dans l'exploitation des mines du Bassin de Charleroi-Namur</i>	VI	1012

MARCHAL, G.		
<i>Bilan énergétique 1953</i> . . . . .	IV	736
MATERIEL MINIER.		
<i>Le scraper-accumulateur pour le creusement des montages et des traçages</i> . . . . . (Extrait d'une publication de « Charbonnages de France »).	II	339
MEDAETS, J.		
<i>Les dangers résultant de la mécanisation</i> . . . . .	II	322
<i>Les travaux de désameublement des chantiers</i> . . . . .	V	890
MEYERS, A.		
<i>Statistique des industries extractives et des appareils à vapeur — Année 1953</i> . . . . .	I	119
	III	451
<i>L'industrie charbonnière pendant l'année 1954 — Statistique sommaire et vue d'ensemble sur l'exploitation</i> . . . . .	III	465
MIGNION, G.		
<i>Essais de calcul d'une barrière-béquille</i> . . . . .	VI	1020
MIJNWEZENBESTUUR.		
<i>Verdeling van het personeel en van de dienst van het Mijnwezen — Namen en adressen der ambtenaren op 1 januari 1955</i> . . . . .	III	498
<i>Stand van het personeel van het Mijncorps op 1 Januari 1955</i> . . . . .	III	517
MINISTÈRE DES AFFAIRES ÉCONOMIQUES.		
<i>Commission d'enquête en matière de sécurité du travail dans les mines de houille</i>	I	9
NATIONAL COAL BOARD et MINISTRY OF FUEL AND POWER		
<i>Machines d'extraction avec poulies à friction et câbles multiples — L'extraction automatique en Suède</i> . . . . .	VI	1027
Traduction par G.A. MOULAERT.		
ROCHE, A.		
<i>Débloccage par convoyeurs et extraction par skips d'un siège produisant 12 000 tonnes/jour</i> . . . . .	VI	993
STASSEN, P.		
<i>Les convoyeurs à courroie dans les mines belges</i> . . . . .	IV	667
<i>Le captage et l'utilisation du grisou en Belgique</i> . . . . .	IV	624
En collaboration avec J. VENTER.		
VAES, A.		
<i>L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1954</i> . . . . .	VI	1046
van KREVELEN, D.W.		
<i>Origine, structure, propriétés et valorisation de la houille (fin)</i> . . . . .	I	18
VENTER, J.		
<i>Le captage et l'utilisation du grisou en Belgique</i> . . . . .	IV	624
En collaboration avec P. STASSEN.		
WIJFFELS, F.C.M.		
<i>L'utilisation du caoutchouc dans la mine</i> . . . . .	V	871