

ADMINISTRATION DES MINES - BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

NOVEMBRE 1954

Bimestriel — Tweemaandelijks

NOVEMBER 1954

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



DIRECTION - REDACTION :

DIRECTIE - REDACTIE :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

**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. 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.
 A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.
 M. LASSALLE, Président Honoraire de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
 P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
 A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
 I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
 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 Taminés, à Taminés.
 E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.
 R. TONGLET, Président de l'Union des Producteurs Belges de Chaux, Calcaires, Dolomies et Produits Connexes (U.C.C.D.), Soc. Coop., à Sclayn.
 R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
 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. L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant van de N. V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
 L. CANIVET, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Brussel.
 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.
 A. HALLEUX, Hoogleraar aan de Vrije Universiteit Brussel, te Brussel.
 M. LASSALLE, Ere-Voorzitter van het Verbond der Gasnijverheid, te Brussel.
 P. MAMET, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
 A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N. V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
 I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N. V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
 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 Taminés », te Taminés.
 E. STEIN, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Hasselt.
 R. TONGLET, Voorzitter der Vereniging der Belgische Voortbrengers van Kalk, Kalksteen, Dolomiet en Aanverwante Producten (U.C.C.D.), S. V., te Sclayn.
 R. TOUBEAU, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Polytechnische Faculteit van Bergen, te Bergen.
 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.
 H. ANCIAUX, Inspecteur Général des Mines, à Wemmel.
 P. DELVILLE, Directeur Général à la Société « Evence Coppée et Cie », à Bruxelles.
 C. DEMEURE de LESPAL, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université Catholique de Louvain, à Sirault.
 P. GERARD, Directeur divisionnaire des Mines, à Hasselt.
 M. GUERIN, Inspecteur Général des Mines, à Liège.
 H. LABASSE, Professeur d'Exploitation des Mines à l'Université de Liège, à Embourg.
 R. LEFEVRE, Directeur divisionnaire des Mines, à Jumet.
 M. NOKIN, Directeur à la Société Générale de Belgique, à Bruxelles.

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE

N° 6 — Novembre 1954

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

LIEGE, 7, boulevard Frère-Orban - Tél. 33.21.98

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Nr 6 — November 1954

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

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	678
Expertise de charbonnages borains par un groupe d'experts de la C.E.C.A.	683

MEMOIRES

D. W. van KREVELEN. — Origine, structure, propriétés et valorisation de la houille (suite)	750
J. VERWILST. — Les installations d'extraction à multicâbles sur poulies et tambours à adhérence	758

NOTES DIVERSES

S. DUTZ. — Diagrammes $i \times$ à grande échelle pour l'air humide.	774
L. DENOEL. — Recherches récentes sur les affaissements dus aux travaux miniers	780
K. WARDELL. — Quelques observations sur la relation entre les affaissements miniers et le temps (traduit par L. DENOEL)	793
C. BEEVERS et K. WARDELL. — Recherches récentes sur les affaissements miniers (traduit par L. DENOEL)	802
Note sur le mémoire de Max ROLOFF et note de M. WARDELL	809
R. STENUIT. — Mécanisation et sécurité	815
A. DELMER et J. M. GRAULICH. — Echelle stratigraphique des gisements houillers de la Belgique et des régions voisines.	824
A. HOUBERECHTS et C. DROUARD. — L'utilisation des agents tensio-actifs dans l'industrie minière	825

STATISTIQUES

A. VAES. — L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1953	827
---	-----

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique	852
Divers	867
Table des matières de 1954	871

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

BASSINS MINIERES	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (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	354.170	44.289	786.824	25,35	2.572	14.447	20.080	0,18	0,42	1,06	1,48	947	675	79,88	83,31	- 84	- 318	- 402	1.188.705
Centre	295.536	40.535	588.135	24,80	1.917	10.972	15.447	0,16	0,40	0,93	1,33	1.070	755	84,86	86,96	- 46	- 216	- 262	1.172.103
Charleroi	564.237	60.690	877.281	25,09	4.416	20.325	29.354	0,19	0,38	0,92	1,35	1.092	742	83,07	85,97	- 107	- 532	- 636	1.828.106
Liège	386.436	41.377	160.087	23,92	2.845	16.946	23.191	0,18	0,46	1,07	1,48	933	677	81,97	84,64	+ 73	- 128	- 55	—
Campine	727.692	61.760	1.654.582	24,48	4.290	22.158	30.750	0,15	0,31	0,75	1,06	1.327	946	84,93	87,71	- 75	- 221	- 246	—
Le Royaume	2.328.071	248.651	4.066.879	24,70	16.033	84.823	118.816	0,17	0,38	0,91	1,30	1.093	772	83,00	85,82	- 259	- 1415	- 1154	4.188.914
1954 Juillet	2.069.383	228.061	4.094.531	20,86	16.556	88.711	128.762	0,17	0,38	0,92	1,31	1.090	763	83,88	86,50	- 688	- 2414	- 2912	4.321.776
Juin	2.438.127	239.761	4.085.261	23,66	17.812	93.428	129.020	0,17	0,39	0,92	1,28	1.087	780	84,88	87,10	- 222	- 200	- 427	4.509.621
Mai	2.299.468	239.470	3.898.979	22,15	17.941	93.972	129.699	0,17	0,39	0,92	1,29	1.081	773	83,52	85,71	- 268	- 6	- 274	4.533.336
Avril	2.486.047	268.139	3.728.920	24,03	17.808	93.542	129.378	0,17	0,39	0,92	1,28	1.091	781	83,61	85,96	- 358	- 1450	- 1818	4.118.498
1953 Août	2.331.517	185.832	2.954.899	24,1	16.965	89.871	125.536	0,18	0,40	0,95	1,35	1.052	742	76	78,9	- 84	- 1547	- 1681	4.311.752
Moyen. mens.	2.505.024	206.148	3.073.575(7)	24,3	18.058	95.151	131.597	0,18	0,40	0,94	1,32	1.068	766	78	81	+ 10	- 450	- 440	4.484.181
1952 Moy. mens.	2.532.030	199.149	1.673.220(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	5.126.659
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	225.234	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	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 1 au 7-11-54	491.307	—	3.861.552	4,80	—	87.368	120.973	—	—	0,91	1,27	1.100	786	80,09	82,42	—	—	- 69	—

N. B. — (1) A partir de 1954, cette rubrique comporte : d'une part tout 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 ouvrés, 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 m³ à 8.500 cal., 00 C et 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

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
1954 Août	395.278	16.164	443.227	1.400	96.778	200.400	21.702	8.704	39.828	41.840	114.148	11.144	46.673	62.311	55.487	14.589	27.706	509.525	2.107.004
Juillet	313.278	11.773	423.373	1.834	81.656	179.645	17.967	6.167	38.633	36.992	114.795	7.339	34.374	61.484	53.485	13.561	23.322	413.644	1.833.382
Juin	324.725	13.516	462.890	2.144	98.892	204.374	19.995	8.111	39.138	43.046	110.362	9.422	32.499	64.181	61.277	19.011	25.843	474.584	2.012.010
Mai	319.655	15.325	434.406	2.853	90.701	205.558	19.367	8.518	41.839	43.989	115.836	10.797	22.749	58.706	67.903	18.893	24.023	389.597	1.890.715
1953 Août	424.254	11.035	428.557	2.285	96.091	221.504	22.345	8.968	33.425	31.217	124.453	14.376	42.020	52.558	93.801	10.238	51.920	536.219	2.205.266
Moy. mens.	466.636	14.273	—	634.847	—	249.833	26.544	12.161	33.516	36.269	117.197	16.931	25.722	56.704	80.820	17.119	55.894	345.027	2.189.493
1952 Moy. mens.	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 Moy mens.	573.174	12.603	—	665.427	—	322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125.216	28.251	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				Gros coke plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit										
				Belge	Etranger	Enfourné							Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations	Total	Stock en fin de mois †	
Minières . . .	7	236	128.831	--	128.676	--	77.121	22.049	99.170	4.114	152	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	864
Sidérurgiques . . .	25	925	291.488	148 895	449 166	49	290.034	56.953	346.987	1.880	1.262	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	2 348
Autres	10	278	19.350	90 965	101.733	229	48.645	30.805	79 450	8.118	475	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	1.560
Le Royaume . . .	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	4.772	
1954 Juillet . . .	42	1.444	433.727	220.404	655.719	334	406.397	100.723	507 120	14.056	1.453	6.784	2.586	353.710	2.071	93	3.295	34.564	65.310	468.413	153.480	4.635	
Juin	41	1.422	465.313	201.823	634.133	251	410.356	98.532	508.888	13.697	1.340	6.148	3.604	360.409	3.191	50	229	37.725	78.857	490 213	130.282	4.644	
Mai	41	1.365	439.999	194.729	645.375	211	393 832	103.356	497.188	16.528	1 176	7.059	3.444	347.323	2.597	19	409	37.634	58 019	456.504	126.644	4.627	
1953 Août	40	1 415	469.344	145.907	615.251	475	366.979	104 966	471.945	28.648	2.306	10.309	2.053	294.438	2.342	122	2.422	40 905	72.023	426.920	218.314	4.692	
Moy. mens. (1)	41	1 432	544.559	101.546	648.105	353	372.813	123.243	496.056	18.521	2.924	11.196	3.081	334.421	1.827	251	1.613	45.442	68.371	469.186	201 013 (2)	4 736	
1952 Moy. mens. .	42(3)	1 471(3)	596 891	98.474	695 365	7.624(4)	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.858	48 331	80.250	519.195	100.825 (2)	4.284	
1951 » »	40(3)	1 442(3)	459.724	201.122	660.846	14.297(4)	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	487.752	67 270 (2)	4.147	
1950 » »	42(3)	1 497(3)	481.685	26.861	508.546	14.879(4)	297.005	86.167	383.172	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	4.169	
1949 » »	44(3)	1.532(3)	487.757	66.436	554.193	11.025(4)	315 740	103 825	419.565	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	4.635	
1948 » »	47(3)	1.510(3)	454.585	157.180	611.765	--	373.488	95.619	469.107	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	4.463	
1938 » »	56(3)	1 669(3)	399.063	158.763	557.826	--	--	--	366.543	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	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)					GENRE	PERIODE	Production (t)				Matières premières t	Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés				
		Production	Consommation propre	Débit			Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères			Boulets	Briquettes	Totale	Consommation propre †					Livraisons au personnel †	Charbon	Brai	
				Synthèse	Sidérurgie	Autres industries																			Distributions publiques
Minières . . .	45 254	19.080	24.303	457	13.796	--	3.461	1.318	--	--	58.450	41.576	100.026	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Sidérurgiques . . .	151.049	92.897	22 289	58.232	3.449	39.129	--	10.866	4.659	--	1.059	426	1.485	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Autres	39.778	17.863	15.867	--	1.536	13.265	--	2.477	908	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Le Royaume . . .	236.081	129.840	62.459	58.232	5.442	66.190	--	16 804	6 885	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
1954 Juillet . . .	227.627	125 113	49.257	41.337	5.349	64.270	--	16.085	6.237	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Juin	229.363	128.464	71.452	43.615	5.345	66.586	--	16.334	5.852	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Mai	228.443	129.849	71.334	43.469	6.383	65.549	--	16.113	5.838	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
1953 Août	215.319	121.065	65.566	38.5*1	5.2*7	59.418	2 760	15.964	5.641	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
Moy. mens. (2)	226 65*	124 141	63.220	43.659	5.310	62.585	2.407	16.703	5.959	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
1952 Moy. mens	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.825	6.309	4.618	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--
1951 Moy. mens.	232.666	129.281	68 912	42.906	4.967	63.219	2.137	17.032	6.014	4.156	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7 322	85.999	--	--	--	--	--	--	
1950 Moy. mens.	193.619	126 601	(3)	(3)	(3)	(3)	1.844	13.909	4 764	3 066	1949 » »	20.574	44.702	65.276	--	--	60.240	5 558	63 697	--	--	--	--	--	--
1949 Moy. mens.	185.659	140 644	(3)	(3)	(3)	(3)	1.614	15 129	5.208	3 925	1948 » »	27.014	53 834	80.848	--	--	74.702	6 625	--	--	--	--	--	--	--
1948 Moy. mens.	165.334(4)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	--	16.053	5.624	4 978	1938 » »	39.742	102.948	142.690	--	--	129.797	12.918	--	--	--	--	--	--	--
1938 Moy. mens.	75.334(4)	(3)	(3)	(3)	(3)	(3)	--	14.172	5.186	4.636	1913 » »	--	--	217.387	--	--	197.274	--	--	--	--	--	--	--	1911

(1) à 4.250 Cal., 0°C et 760 mm Hg. (2) Chiffres provisoires. (3) Non recensés. (4) Non utilisé à la fabrication du coke.

(1) Chiffres provisoires. (2) Stock fin décembre.

PERIODE	Quantités reçues m³			Consomat. totale (m³) y compris les exportations	Stock (m³) à la fin du mois	Quantités reçues +			Consommation totale +	Stock à la fin du mois +	Exportations +
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1954 Août . . .	78.973	386	79.359	82.799	581.000	2.789	1.670	4.459	7.973	33.073	126
Juillet . . .	72.614	433	73.047	75.712	580.692	2.037	819	2.856	6.842	36.587	198
Juin . . .	86.764	227	86.991	90.627	579.672	4.510	361	4.871	7.961	40.573	2.666
Mai . . .	81.281	337	81.618	82.107	580.352	6.216	6.111	12.327	7.344	43.663	4.679
1953 Août . . .	66.859	475	67.334	80.754	705.610	4.600	400	5.000	8.058	29.806	197
Moy. mens. . .	66.994	1.793	68.787	91.430	669.587(1)	4.156	3.839	7.995	8.769	28.077(1)	3.602
1952 Moy. mens. . .	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.

PERIODE	Produits bruts (1 ^{re} et 2 ^e fusions)							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre +	Zinc +	Plomb +	Etain +	Aluminium +	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. +	Total +	Argent, or, platine, etc. kg	A l'exception des métaux précieux +		Argent, or, platine, etc. kg
1954 Août (1)	12.712	18.152	5.928	911	127	338	38.168	23.746	14.003	1.738	15.555
Juillet (2)	13.323	18.345	5.834	974	115	368	38.959	25.284	12.868	1.336	15.364
Juin . . .	13.110	18.123	5.700	1.017	137	447	38.534	26.729	14.729	1.899	15.242
Mai . . .	12.656	18.230	5.535	890	128	478	37.915	28.473	14.233	1.834	15.302
1953 Août . . .	12.946	14.676	5.592	783	83	251	34.331	27.514	12.847	1.633	14.255
Moy. mens. . .	12.528	16.119	6.363	821	125	390	36.346	24.364	12.833	1.638	14.986
1952 Moy. mens. . .	12.227	15.566	6.285	849	117	377	35.421	23.605	13.008	1.751	16.227
1951 Moy. mens. . .	11.846	16.741	5.887	835	117	407	35.833	23.065	16.470	1.875	16.647
1950 » »	11.437	14.777	5.175	864	141	391	32.785	19.512	13.060	1.788	15.053

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

(1) Chiffres provisoires. (2) Chiffres rectifiés.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUITS									
		Produits bruts			Produits demi-finis (1)		Produits				
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zorés (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	
1954 Août (2)	44	396.832	411.381 ⁽⁴⁾	4.866	60.451	18.103	111.708	18.893	4.176	31.078	
Juillet (3)	44	377.422	390.684 ⁽⁴⁾	3.265	53.217	24.018	104.092	16.987	3.846	33.599	
Juin . . .	46	390.724	417.216 ⁽⁴⁾	5.227	57.044	29.488	113.996	14.572	4.904	38.438	
Mai . . .	47	376.224	397.583 ⁽⁴⁾	4.749	44.279	30.645	102.764	15.697	3.906	36.002	
1953 Août . . .	42	314.260	328.517 ⁽⁴⁾	4.066	26.133	7.253	99.573	13.281	6.746	25.933	
Moy. mens. (2)	45	351.424	374.951 ⁽⁴⁾	4.104	33.886	15.187	107.598	16.681	7.433	28.135	
1952 Moy. mens. . .	50 ⁽⁵⁾	399.133	422.281 ⁽⁶⁾	Fers finis 2.772	97.171		116.535	19.939	7.311	37.030	
1951 Moy. mens. . .	49 ⁽⁵⁾	405.676	421.134 ⁽⁶⁾	4.092	99.682		111.691	19.483	9.857	40.494	
1950 » »	48 ⁽⁵⁾	307.898	311.034	3.554	70.503		91.952	14.410	10.668	36.008	
1949 » »	48 ⁽⁵⁾	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277	
1948 » »	51 ⁽⁸⁾	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383	9.853	28.979	
1938 » »	50 ⁽⁸⁾	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	28.489	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 : 6.145 t en août ; 5.399 t en juillet ; 6.809 t en juin ; 6.533 t en mai 1954 ; 7.449 t en août 1953 ; 7.329 t moyenne mensuelle 1953. (5) Pendant tout ou partie de l'année. (6) Dont acier moulé : 5.575 t moyenne mensuelle 1952 ; 5.339 t moyenne mensuelle 1951. (7) Non compris l'acier moulé. (8) 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.

BELGIQUE

IMPORTATIONS - EXPORTATIONS

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignite t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occid.	197.309	7.340	900	6.652	Allemagne Occident.	6.312	—	—
Etats-Unis d'Amérique	49.912	—	—	—	Autriche	—	499	—
France	22.105	1	14	—	Danemark	2.340	24.733	—
Pays-Bas	59.657	3.578 ⁽¹⁾	1.833	830	France	96.455	37.513	18.949
Royaume-Uni	40.827	2.445 ⁽²⁾	457	—	Italie	57.419	—	—
U.R.S.S.	5.997	—	—	—	Luxembourg	3.649	8.534	640
Ensemble août 1954 .	375.807	13.364	3.204	7.482	Pays-Bas	175.607	310	2.397
1954 Juillet	340.066	7.684	1.695	7.482	Royaume-Uni	145.238	—	—
Juin	328.630	9.402	2.412	9.749	Suisse	32.046	1.881	760
Mai	339.366	8.210	2.958	12.035	Autres pays	20	304	—
1953 Moy. mens.	181.601	2.474	906	6.571	Ensemble août 1954 .	519.086	73.779	22.746
1952 Moy. mens.	134.581	35	28	5.190	1954 Juillet	421.309	65.310	22.465
1951 Moy. mens.	182.811	633	23	8.335	Juin	434.373	78.857	30.577
1950 Moy. mens.	51.002	2.883	—	5.526	Mai	394.579	58.014	25.463
Répartition :					1953 Moy. mens.	347.063	68.492	24.539
1) Secteur domestique	77.515	2.548	3.059	6.412	1952 Moy. mens.	537.168	72.023	25.369
2) Secteur industriel	294.977	10.612	163	1.070	1951 Moy. mens.	211.434	79.821	25.167
Réexportations	9.561	—	—	—	1950 Moy. mens.	144.030	40.373	27.613
Mouvement des stocks	-6.246	+204	-18	—		226.491	43.839	2.078

(1) Dont 2.787 t coke de gaz. (2) Dont 139 t coke de gaz.

URGIE

AOÛT 1954

PRODUCTION (T)

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	Ouvriers occupés
35.341	8.945	2.214	31.416	20.290	25.147	2.867	292.075	4.694	45.866
28.496	8.592	1.323	24.979	17.543	22.283	707	262.452	3.179	45.619
34.396	8.584	2.227	30.017	20.555	20.198	1.772	289.659	3.807	45.222
35.754	6.365	2.193	32.701	19.691	21.184	1.702	277.959	3.112	45.199
46.598	6.079	2.529	25.079	13.237	20.177	2.793	262.025	4.704	46.816
43.334	7.069	3.515	27.764	13.438	21.845	3.048	279.860	3.838	46.978
39.357	7.071	3.337	37.482	11.943	26.652	5.771	315.388	2.959	43.263
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques						
36.489	5.890	2.628	42.520	15.343	32.476	6.336	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	6.831	3.184	23.449	9.154	23.096	3.589	247.347	—	40.806
Grosses tôles	Tôles moyennes		Tôles fines	Tôles galva- nisées	Feuillards et tubes en acier				
28.780	12.140	2.818	18.194	10.992	30.017	3.589	255.725	—	38.431
16.460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300

PRODUCTION	Unités	Juillet 1954 (1)	Juin 1954 (2)	Juillet 1953	Moyenne mensuelle 1953	PRODUCTION	Unités	Juillet 1954 (1)	Juin 1954 (2)	Juillet 1953	Moyenne mensuelle 1953
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moëllons	t	385	149	16.483	9.511	GAGE : Gravier	t	102.421	112.875	93.051	95.348
Concassés	t	286.307	294.249	272.987	225.567	Sable	t	23.464	19.489	9.151	15.400
Pavés et mosaïques	t	3.114	3.550	2.786	3.596	CALCAIRES :	t	166.850	182.189	180.472	163.421
PETIT-GRANIT :						CHAUX :	t	123.583	119.798	108.572	124.819
Extrait	m ³	9.744	13.083	14.982	16.279	PHOSPHATES	t	942	818	2.000	2.991
Scié	m ³	4.843	6.670	4.933	5.975	CARBONATES NATUR. (Craie, marne, tuffeau)	t	20.306	17.785	14.876	18.142
Façonné	m ³	1.161	1.454	1.126	1.303	CARBON. DE CHAUX PRECIPITES	t	3.473	2.584	3.327	4.162
Sous-produits	m ³	8.957	14.048	16.255	16.362	CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t	1.226	1.945	1.534	1.267
MARBRES :						DOLOMIE : Crue	t	22.357	21.294	14.739	15.516
Blocs équarris	m ³	392	556	460	480	Frittée	t	17.093	16.617	15.175	16.573
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	35.971	42.134	32.516	37.490	PLATRE :	m ²	2.824	3.190	2.588	2.654
Moëllons et concassés	t	614	926	2.826	2.010	AGGLOM. PLATRE	m ²	100.882	107.545	112.369	106.660
Bimbeloterie	Kg	37.245	41.520	27.477	30.250						
GRES :								2 ^e trim. 1954	1 ^{er} trim. 1954	2 ^e trim. 1953	Moy mens. 1953
Moëllons bruts	t	7.710	9.830	20.071	14.429	SILEX : Broyé	t	3.348	2.205	3.115	1.015
Concassés	t	81.000	95.662	89.456	85.899	Pavés.	t	655	516	853	260
Pavés et mosaïques	t	1.082	1.864	5.333	1.381	FELDSPATH & GALETS QUARTZ et QUARTZITES	t	62	322	218	51
Divers taillés	t	4.596	5.806	4.673	4.086	ARGILES :	t	35.060	18.913	46.587	14.179
SABLE :								102.794	94.614	109.917	32.200
pour métallurgie	t	38.289	44.614	37.593	46.629						
pour verrerie	t	66.406	60.483	66.035	62.831			Juillet 1954 (1)	Juin 1954 (2)	Juillet 1953	Moy mens. 1953
pour construction	t	122.193	135.669	106.010	104.251	Ouvriers occupés		13.776	13.718	14.137	14.635
Divers	t	43.257	43.068	31.623	35.855						
ARDOISE :											
pour toitures	t	745	947	868	955						
Schiste ardoisier	t	70	121	70	107						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	3.636	5.720	3.455	4.598						

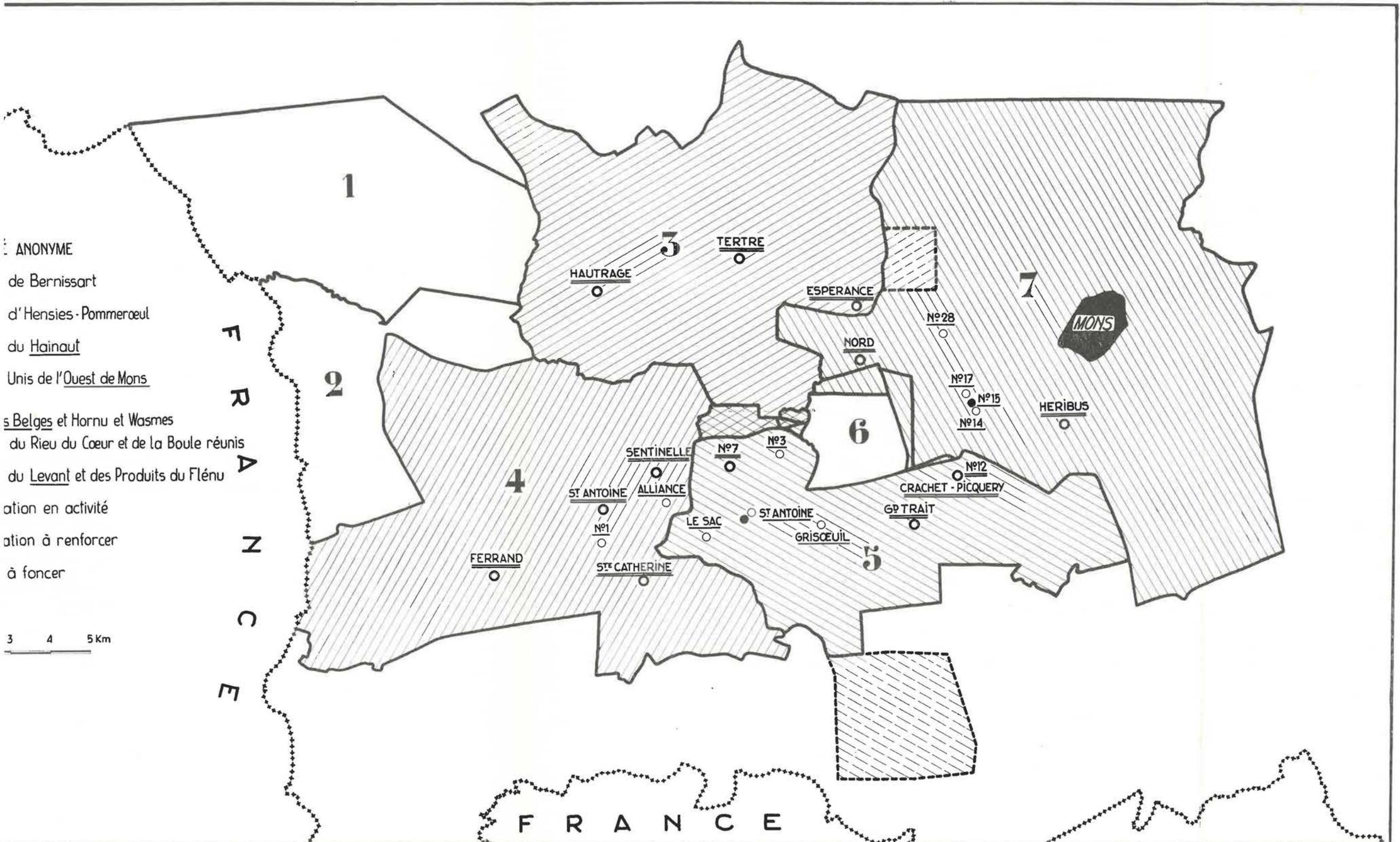
(1) Chiffres provisoires. (2) Chiffres rectifiés.

COMBUSTIBLES SOLIDES

PAYS DE LA CECA ET GRANDE-BRETAGNE

PAYS	Houille produite (1000 t)	Nombre d'ouvriers inscrits (1000)		Rendement par ouvrier et par poste Kg		Nombre de jours ouvrés	Absentéisme en %		Cote 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
Allemagne												
1954 Juillet (1)	11.202	323,1	481,3	1.517	1.142	27	19,24	18,98	2.906	384	2.283	3112,6
1953 Moy. mens.	10.373	335,1	—	1.458	—	—	—	—	3.148	437	841,2	—
Juillet	10.775	334,7	433	1.461	1.110	—	—	20,4	3.269	348	1.112	—
Belgique												
1954 Juillet (1)	2.069	110,0	148	1.090	763	20,86	16,12	13,50	505	86	4.095	153,5
1953 Moy. mens.	2.505	117,0	156	1.068	766	24,3	22	19	496	112	3.077 (2)	201 (2)
Juillet	2.139	115,1	156	1.044	726	21,7	33,4	29,8	477	80	3.010	202
France												
1954 Juillet (1)	4.287	150,9	219	1.495	986	22,98	27,90	22,05 (3)	703	481	7.197	427
1953 Moy. mens.	4.382	158,2	229,4	1.416	927	23,39	23,18	16,84 (3)	719	542	5.602 (2)	435 (2)
Juillet	4.308	156,7	227,7	1.410	929	21,18	25,98	20,33 (3)	692	575	6.013	388,5
Sarre												
1954 Juillet (1)	1.394	37,5	56,8	1.734	1.123	24,73	22,24	17,68 (3)	315	—	901	54
1953 Moy. mens.	1.368	38,1	58,1	1.676	1.073	24,53	16,29	12,08 (3)	299	—	536 (2)	34 (2)
Juillet	1.370	37,9	57,5	1.664	1.075	25	21,17	16,66 (3)	305	—	659	40
Italie												
1954 Juillet (1)	87	6,8	—	627	—	—	—	—	217	—	25	—
1953 Moy. mens.	94	7,6	—	609	—	—	—	—	193	—	37 (2)	—
Juillet	99	7,7	—	593	—	—	—	—	175	—	87	—
Pays-Bas												
1954 Juillet (1)	1.069	30,5	54,6	1.496	—	27	14,4 (5)	12,2 (5)	271	84	302	—
1953 Moy. mens.	1.025	29,9	54	1.567	—	25,4	7,2	6	270	75	213 (2)	—
Juillet	1.604	29,8	53	1.546	—	27	6,9	5,5	269	84	223	—
Communauté												
1954 Juillet (1)	27.108	663,8	—	1.456	—	—	—	—	4.917	1.035	14.728	—
1953 Moy. mens.	19.747	685,9	—	1.393	—	—	—	—	5.125	1.206	10.306 (2)	—
Juillet	19.755	681,9	—	1.395	—	—	—	—	5.187	1.087	11.104	—
Grande-Bretagne												
1954				A front								
Sem. du 26 au 31-7	4.427,5 (4)	—	706,2	3.197	1.100	—	—	11,35	—	—	—	—
Sem. du 24 au 30-10	4.595,6 (4)	—	704,4	3.287	1.243	—	—	12,13	—	—	—	—
1953												
Moy. hebdom.	4.299,6 (4)	—	716,9	3.141	1.210	—	—	12,40	—	—	—	—
Sem. du 26-7 au 1-8	2.286,8 (4)	—	718	2.953	1.058	—	—	11,58	—	—	—	—

(1) Chiffres provisoires. (2) Stocks fin décembre. (3) Absentéisme pour la surface seulement. (4) Production marchande. (5) Absentéisme total : les pourcentages se rapportant aux périodes antérieures concernant uniquement les malades.

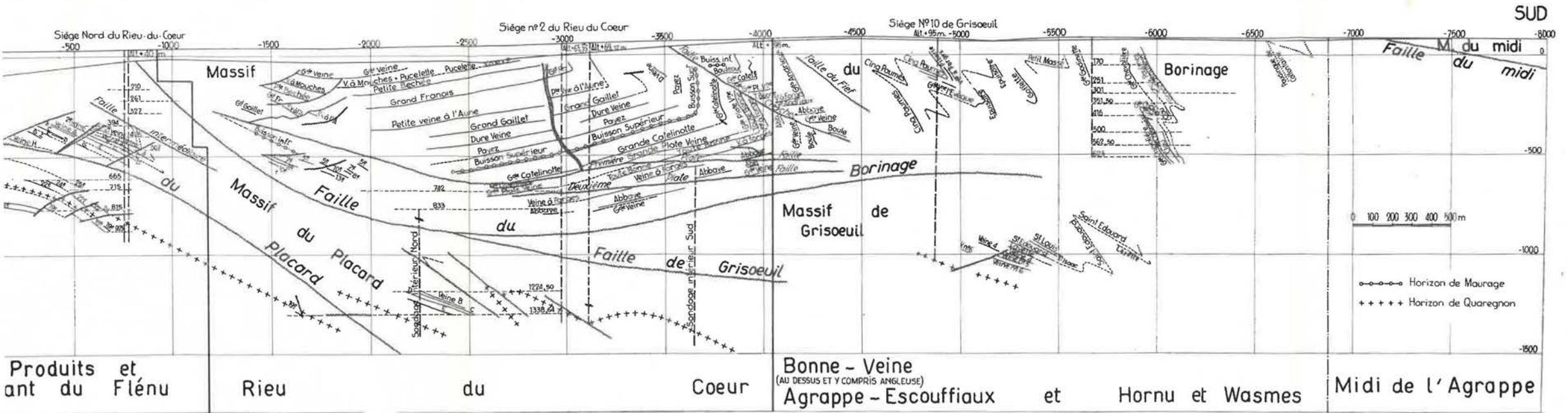


ANONYME
 de Bernissart
 d' Hensies - Pommerœul
 du Hainaut
 Unis de l'Ouest de Mons
 s Belges et Hornu et Wasmes
 du Rieu du Cœur et de la Boule réunis
 du Levant et des Produits du Flénu
 ation en activité
 ation à renforcer
 à foncer

3 4 5 Km

F
R
A
N
C
E

F R A N C E



Expertise

relative à la rentabilité présente et future des Charbonnages borains suivants :

S. A. John Cockerill, Division des Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes

S. A. des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu

S. A. des Charbonnages Unis de l'Ouest de Mons

S. A. des Charbonnages du Hainaut

par

une Commission internationale d'Experts

réunie à l'initiative de la Haute Autorité

de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier

(Septembre 1954)

SOMMAIRE

<i>Introduction</i>	684
A. Généralités sur la mission confiée	684
B. Méthode de l'enquête	685
I. Etude technique	685
II. Etude économique	686
C. Position relative des sociétés au point de vue de la technique de production dans le cadre de l'industrie houillère de la Belgique et de la Communauté	687
Position dans la zone économique du Borinage	687
<i>Partie technique</i>	689
A. Ressources en charbon (Facteurs naturels de production)	689
I. Aperçu général des conditions tectoniques et géologiques	689
II. Caractéristiques diverses de l'exploitation minière	690
B. Facteurs techniques de production	693
C. Programme de rationalisation des quatre charbonnages	702
D. Avis sur les programmes de rationalisation des quatre charbonnages — Propositions de la Commission d'Experts	704
I. Mesures de concentration des exploitations	706
a) Concentration plus importante des sièges	706
b) Concentration de l'exploitation au fond	707
c) Mesures de rationalisation dites négatives	708
II. Mesures techniques d'amélioration	709
E. Propositions particulières	711
F. Conclusions tirées des propositions formulées à la section D concernant les possibilités d'accroissement des rendements fond dans chacun des quatre charbonnages	711
G. Possibilités de réduction des postes du jour	712
H. Récapitulation des données les plus importantes	713
<i>Partie économique</i>	714
A. La situation économique actuelle des Sociétés	714

I. Compte des recettes sans service des capitaux, les intérêts comptables étant cependant compris	714
a) Coûts	714
b) Recettes	715
c) Résultats	716
II. Service des capitaux	717
a) Amortissements	718
b) Intérêts et majorations de risques	719
III. Compte de résultats, amortissements et intérêts comptables compris	720
B. Situation économique d'avenir des sociétés	720
I. Remarque préliminaire	720
II. Programme prévisionnel s'appuyant sur les propositions de rationalisation des Sociétés	721
a) Calcul des recettes sans frais de capitaux, les intérêts comptables étant cependant compris	721
b) Calcul du revenu net, amortissements et intérêts comptables compris	723
c) Besoins financiers	723
d) Effets escomptés	725
III. Programme prévisionnel d'après le programme de rationalisation proposé par la Commission	725
a) Calcul du revenu net sans frais de capitaux, les intérêts comptables étant compris	727
b) Calcul du revenu net, amortissements et intérêts comptables compris	727
c) Besoins financiers	728
d) Effets escomptés	728
<i>Questions touchant les effectifs :</i>	
Effectifs du fond — Maîtrise technique	730
<i>Récapitulation et observations finales</i>	
I. Sur le plan technique	734
II. Sur le plan économique	736
III. Questions relatives au personnel	738

INTRODUCTION

A. Généralités sur la mission confiée.

A la demande du Gouvernement belge, la Haute Autorité a constitué, en avril 1954, un Comité d'Experts Internationaux en vue d'étudier la situation technique et économique des charbonnages belges du Borinage ci-après qui se trouvent en difficulté :

S.A. John Cockerill, Division des Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes (ci-après dénommés par abréviation « Charbonnages Belges »).

S.A. des Charbonnages du Levant et des produits du Flénu (« Levant »).

S.A. des Charbonnages Unis de l'Ouest de Mons (« Ouest de Mons »).

S.A. des Charbonnages du Hainaut (« Hainaut »).

Le Comité d'Experts comprenait les membres suivants :

MM. RAEDTS,	Directeur des Charbonnages Orange-Nassau, Heerlen (Pays-Bas), Président;
DUMAY,	Directeur général des Services techniques et sociaux des Charbonnages de France, Paris, Vice-Président;
DETHIER,	Secrétaire général de la Centrale Nationale des Mineurs de la Fédération Générale du Travail de Belgique, Bruxelles;
GOSSART,	Directeur des Travaux du Fond des Charbonnages du Bois-du-Luc, Houdeng-Aimeries, Belgique;
Dr HANSCHMANN,	Membre de la « Industrie-Revisions-Gesellschaft » m.b.H., Essen;
Dr STEPHAN,	Membre du Comité Directeur de la « Arenberg Bergbau-Gesellschaft » m.b.H., Essen;
THIBAULT,	Président de la Chambre Syndicale des Mines de Fer, Paris;
THOMASSEN,	Président de la Centrale des Francs Mineurs de la Confédération des Syndicats Chrétiens, Bruxelles;

URBAIN,	Directeur-Gérant honoraire des Charbonnages Unis de l'Ouest de Mons, Woluwe-St-Lambert;
CHOLIN,	Ingénieur général des Mines, Directeur des Industries de la Houille des Charbonnages de France, Paris;
Dr SCHENSKY,	représentant M. Thibault, durant le voyage d'études de celui-ci aux Etats-Unis; Division de la Production de la Haute Autorité, chargé de mission.

Les experts du Comité ont pris position en toute liberté et indépendance tant vis-à-vis du Gouvernement belge que vis-à-vis des charbonnages faisant l'objet de l'expertise.

La mission confiée au Comité d'experts a été définie comme suit dans une lettre adressée aux divers membres par la Haute Autorité, le 14 avril 1954 :

1) Voir dans quelle mesure les pertes d'exploitation des charbonnages en cause devraient être réduites pour permettre le maintien en activité des mines à l'expiration de la période de transition (§ 26 de la Convention relative aux Dispositions Transitoires);

2) Examiner les plans établis par les charbonnages et proposer éventuellement des modifications aux programmes en cours;

3) Proposer les mesures de rationalisation, de concentration ou de remembrement des champs d'exploitation susceptibles de réduire les pertes dans la mesure jugée nécessaire.

Lors de la première réunion du Comité au siège de l'Administration des Charbonnages du Levant à Cuesmes, le 27 avril 1954, M. Léon Daum, membre de la Haute Autorité de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier, qui a ouvert cette séance, a donné les précisions suivantes au sujet de la mission confiée au groupe d'experts :

L'objet de l'enquête est d'établir pour les quatre charbonnages précités une expertise sur les gisements, les méthodes d'exploitation, les extractions, les rendements; la valorisation des charbons extraits au moyen de traitements mécaniques, thermiques ou chimiques, les prix de revient et prix de vente qui en résultent.

Cette expertise doit porter, d'une part, sur la situation *actuelle*, d'autre part, sur la situation qui pourra résulter *après exécution* des investissements en cours ou projetés — compte tenu éventuellement des modifications au programme suggérées par les rapporteurs du comité. Les dépenses d'investissements encore à faire, les pertes probables avant que les investissements projetés ne soient terminés, devront être indiquées.

L'expertise que la Commission aura établie sera communiquée à chaque charbonnage, au Gouvernement belge et à la Haute Autorité. Il appartiendra à ces différentes instances de tirer les conclusions pratiques des propositions formulées par le Comité d'expertise.

B. Méthode de l'enquête.

L'enquête a porté parallèlement sur le domaine technique et les questions économiques; elle s'est étendue à toutes les branches de l'industrie minière des quatre charbonnages considérés. Elle englobe également — dans la mesure où cela est nécessaire pour émettre un avis — les deux entreprises exploitées en commun, indépendantes sur le plan juridique : Carbonisation Centrale à Terte et Union des Centrales Electriques du Hainaut, Groupement du Borinage, à Quaregnon.

I. Etude technique.

La situation d'une mine de charbon en termes de revenu net dépend essentiellement de deux éléments déterminants :

a) du fait de la nature même de l'exploitation minière en tant que branche produisant des matières premières, de *facteurs naturels* conditionnant le revenu, tels qu'ils se manifestent dans la structure et la substance du gisement, base naturelle de la production. Les éléments caractéristiques sont sous ce rapport :

- la structure géologique et tectonique du gisement charbonnier,
- les réserves de charbon,
- la puissance des couches,

- le degré de pureté du charbon,
- la densité du charbon dans la stampe,
- la catégorie et la dureté du charbon,
- la profondeur de l'exploitation,
- les dégagements de grisou,
- les dégâts miniers.

b) des *facteurs techniques influant sur le revenu*, caractérisés par la planification et la conduite de l'entreprise minière ainsi que par le matériel et les installations disponibles au fond et au jour.

La Commission a étudié attentivement auprès des différentes sociétés les éléments *naturels* aussi bien que *techniques* de la production et a formulé son jugement définitif. Elle a disposé à cet effet des documents suivants :

- 1) exposés détaillés fournis par les sociétés minières sur la géologie des gisements et sur les installations existantes,
- 2) programmes de rationalisation établis par les sociétés,
- 3) renseignements complémentaires fournis par les sociétés minières au vu de questionnaires ou à la suite de nombreuses conversations.

Les conditions *naturelles* doivent être acceptées dans l'ensemble telles qu'elles sont. Ce n'est que très partiellement (p. ex. profondeur de l'exploitation, dégagements de grisou) et la plupart du

temps qu'à long terme que des mesures d'ordre technique peuvent agir sur ces conditions.

Il en va autrement avec les éléments *techniques* de la production. Ils sont soumis à l'influence directe des mesures d'organisation et des aménagements techniques et peuvent ainsi — moyennant des plans systématiques établis par des ingénieurs — servir (ou desservir) la rentabilité de la mine. Une influence prépondérante doit être reconnue ici aux dimensions de l'exploitation d'une part, d'autre part à l'aménagement des travaux souterrains (travaux préparatoires, conduite de l'abatage, matériel d'exploitation) et des installations du jour. Les dépenses fixes, le nombre de postes productifs et improductifs, la consommation de matières et d'énergie et par conséquent les prix de revient proprement dits dépendent directement de la structure et de l'organisation de l'exploitation.

A cet égard il importait au comité d'étudier au jour et au fond les possibilités de concentration de l'exploitation, de rationalisation et de mécanisation ainsi que d'autres améliorations techniques et de se faire ainsi une idée sur les investissements en cours et prévus et sur leur répercussion au point de vue des recettes, compte tenu des services du jour.

En raison, d'une part, de la grande importance qu'a l'ensemble des problèmes brièvement exposés ci-dessus au point de vue des possibilités d'émettre un avis définitif, et, d'autre part, eu égard au grand nombre de sièges ainsi qu'au peu de temps disponible pour l'enquête, le comité a institué une sous-commission d'études et l'a chargée d'examiner en particulier les possibilités d'améliorer les rendements fond en tenant compte du problème de la concentration de l'exploitation et de la modernisation des installations minières du fond. Cette sous-commission composée de MM. Knoups (Pays-Bas), Moline (Belgique), Rey (France), Walter (Allemagne), a étudié les conditions sur place et consigné dans des rapports les résultats de ses études et ses propositions pour les quatre charbonnages.

II. Etude économique.

Les chiffres de la comptabilité tenue dans les charbonnages pour l'année 1953 sont à la base des considérations économiques formulées en matière d'exploitation. Il n'a pas été possible de procéder, faute de temps, à une étude approfondie de cette documentation. C'est pourquoi le comité s'est borné à se convaincre par des évaluations approximatives de l'exactitude des pièces soumises. Etant donné que ce calcul des résultats — en tant que bilan des dépenses et des recettes — dépend quant à sa structure et en partie aussi quant aux valeurs considérées, de la méthode comptable adoptée, il importait avant tout d'examiner dans le cadre de cette enquête si la documentation utilisée offrait, au point de vue forme et contenu, une base suffisante pour en tirer des conclusions au point de vue des résultats d'exploitation.

Les bilans des dépenses et des recettes des charbonnages sont établis suivant les règles de comptabilisation des dépenses et des recettes dans les mines belges de charbon qui ont été promulguées par le Conseil National des Charbonnages et se subdivisent en comptes par catégories de dépenses et comptes par postes de dépenses. En vue de l'avis à formuler, la comptabilité-dépenses établie par les charbonnages a été modifiée pour la conformer à la subdivision essentielle suivante :

Catégories de dépenses :

- Groupe 1 : Salaires et primes — Autres frais de main-d'œuvre.
- Groupe 2 : Dépenses pour le soutènement — Matériel de magasin — Fournitures et prestations effectuées par des tiers — Prestations d'ateliers — Dépenses d'énergie — Frais de transport au jour.
- Groupe 3 : Dégâts miniers.
- Groupe 4 : Frais généraux.
- Groupe 5 : Amortissements — Service des intérêts.

Postes de dépenses :

- Au fond : Travaux préparatoires — Abatage — Exhaure.
- Au jour : Transports — Exhaure (démergement) — Criblage et lavoir — Chargement du charbon, stockage du charbon et service des terrils — Autres travaux du jour.

Grâce à cette répartition des dépenses, le comité a été en mesure de se faire une idée précise de la structure de chaque siège.

La comptabilité-recettes a été subdivisée de la manière suivante :

Recettes afférentes au charbon : Consommation propre — Attributions gratuites au personnel — Ventes de charbon — Prélèvement sur les exportations — Sommes reversées principalement par la Carbonisation Centrale.

Autres recettes : Recettes provenant de la gestion des habitations et autres — Dividendes perçus sur les participations dans la Carbonisation Centrale à Tertre et dans l'Union des Centrales Electriques du Hainaut.

Subsides : Subventions — Paiements de péréquation.

Il a fallu faire entrer la gestion des habitations en ligne de compte, étant donné que la construction et l'entretien des logements sont une caractéristique des charbonnages et entrent comme facteur positif ou négatif dans le compte des recettes. Les dividendes perçus constituent des recettes supplémentaires provenant du traitement des charbons, recettes que les charbonnages reçoivent des entreprises exploitées en commun mais juridiquement autonomes, et qui doivent être considérées dans la situation d'ensemble comme partie intégrante des résultats d'exploitation de la mine.

Les décomptes ont été établis sans préjuger des mesures économiques qui pourront être éventuellement prises par le Gouvernement belge et par la Haute Autorité. Les enquêtes du comité ont visé plutôt à constater quelles étaient les dépenses et

les recettes qu'il y avait lieu d'inclure dans les comptes de résultat, en se plaçant à des points de vue économiques. Les calculs ont été présentés au comité tant en valeur absolue que rapportés à la tonne d'extraction nette. Dans le présent mémoire toutefois, seules les dépenses et recettes par tonne d'extraction nette sont indiquées. Grâce au choix de l'extraction nette (extraction économiquement utilisable) comme chiffre de référence, on obtient un tableau par tonne extraite, qui n'est pas affecté par les pourcentages correspondants de la consommation propre et des attributions gratuites au personnel, et qui permet ainsi de juger comme il se doit des résultats d'exploitation.

Le calcul établi pour l'année 1953 d'après les règles exposées ci-dessus représente les résultats théoriques de cette période. Il donne ainsi une idée de la situation en termes de dépenses et de recettes telles qu'elles se présentent dans les conditions actuelles. L'évolution future ainsi que les tendances qui se dessinent, n'apparaissent pas dans ce décompte; elles seront prises en considération dans un deuxième calcul (calcul prévisionnel).

La méthode ainsi choisie pour l'étude s'est imposée par le fait que l'évolution future de l'exploitation subit l'influence des facteurs les plus divers dont les répercussions ne peuvent être mesurées qu'en se fondant sur des chiffres théoriques bien déterminés. Dans cet ordre d'idées, il convient de savoir si l'année 1953 peut être considérée comme base de référence vraiment représentative en ce qui concerne la tâche confiée au comité. Il y a lieu de constater à cet égard que les résultats de l'année 1953 sont les chiffres annuels les plus proches et que, dans le courant de l'année, aucune modification notable n'est intervenue dans la structure des salaires et des prix.

De même, à la date prévue pour remettre le rapport, les conditions ne se sont pas modifiées, de sorte que les chiffres de l'année 1953 choisis comme référence reflètent nettement la situation actuelle des entreprises au point de vue des résultats d'exploitation. Font exception à cette règle les charbonnages du Hainaut dont les résultats pour l'année 1953 contiennent ceux du siège du Grand Hornu qui a été fermé le 31-10-53. On reviendra plus en détail sur ce point, lors du dépouillement et de l'appréciation des données fournies.

L'évolution probable des exploitations a été considérée dans deux calculs prévisionnels, le premier ayant été établi sur la base des mesures de rationalisation envisagées par les charbonnages et le second étant fondé sur les propositions élaborées par le comité. Ces deux calculs sont exposés séparément et examinés en détail. Pour les coûts qui y figurent concernant les deux catégories principales des dépenses — frais de main-d'œuvre et de matériel — il a été tenu compte du relèvement

escompté des rendements et de l'extraction après exécution des programmes. Les dépenses afférentes aux dégâts miniers ont été estimées individuellement en ce qui concerne leur évolution, tandis que les autres frais généraux d'administration et d'exploitation ont été présumés fixes pour une large part. Du côté des recettes, il a été tenu compte des modifications futures qui interviendront à la suite des mesures d'ordre technique prises; des précisions seront données plus loin au sujet de ces modifications.

Les chiffres prévisionnels ainsi calculés ne tiennent compte que des améliorations dans les résultats d'exploitation rendues possibles par les mesures adoptées à l'intérieur de l'entreprise. Il n'a pas été jugé possible de prendre en considération tous les autres facteurs extérieurs à l'entreprise qui ont une incidence sur les dépenses et recettes — tels que variations dans le niveau des prix et des salaires. Seul l'avenir permettra de déterminer dans quelle mesure le tableau des résultats d'exploitation sera influencé par ces facteurs. L'allure des résultats d'exploitation à l'intérieur de l'entreprise, en ce qui concerne l'évolution future, a été ainsi fixée dans les chiffres prévisionnels sans aucune considération ou hypothèse de caractère spéculatif.

C) Position relative des sociétés au point de vue de la technique de production dans le cadre de l'industrie houillère de la Belgique et de la Communauté.

Position dans la zone économique du Borinage.

Les quatre sociétés minières en question ont eu en 1953 une extraction nette de houille de 3,45 millions de tonnes au total correspondant à 12 380 t/j. Le pourcentage ainsi atteint par rapport au total d'extraction du Borinage, qui était de 4,62 millions de tonnes en 1953, représente donc 75 % et par rapport au total d'extraction de la Belgique, soit 30,06 millions de tonnes, 11,5 %. Sur le total d'extraction de houille de la Communauté en 1953, soit 236,96 millions de tonnes, le pourcentage des quatre sociétés a été de 1,45 %.

A ne considérer que leurs chiffres d'extraction, l'importance des quatre sociétés dans l'ensemble de la Communauté est donc relativement modeste. Par contre, le pourcentage de 11,5 % par rapport à l'extraction de houille de la Belgique doit être considéré comme assez substantiel. La position des quatre sociétés minières sur le plan de la production de houille de la Belgique est encore renforcée par le fait que leurs gisements sont une riche source de charbon à coke d'excellente qualité.

Les quatre entreprises ont extrait en 1953 les catégories de charbon détaillées ci-après :

Tableau 1
*Ventilation de l'extraction des quatre sociétés minières
par catégories de charbon en 1953*

	1/2 gras		3/4 gras		Gras A.		Gras B		Total d'extraction	
	13-16 % M.V.		16-19 % M.V.		19-28 % M.V.		28-35 % M.V.		t/a	%
	t/a	%	t/a	%	t/a	%	t/a	%		
Charbonn. belges	—	—	233 180	25,57	678 820	74,43	—	—	912 000	100
Levant	137 350	15,45	132 140	14,86	—	—	619 760	69,69	889 250	100
Ouest Mons	—	—	—	—	688 500	100	—	—	688 500	100
Hainaut	—	—	246 360	25,62	631 090	65,63	84 150	8,75	961 600	100
Total	137 350	3,98	611 680	17,72	1 998 410	57,90	703 910	20,40	3 451 350	100

Parmi les catégories de charbon ci-dessus, le charbon gras A et 3/4 gras, c'est-à-dire 70 % du total d'extraction, constitue un charbon à coke de qualité exceptionnelle, l'une des meilleures de la Communauté toute entière.

Dans la mesure où l'on extrait du charbon gras à haute teneur en matières volatiles (« gras B»), des mélanges avec du charbon 3/4 gras, qui existe en quantités largement suffisantes ou avec du charbon demi-gras extrait par Levant, donnent également des mélanges de pâte à coke possédant un pouvoir agglutinant très satisfaisant.

Il n'est donc pas exagéré d'affirmer comme ci-dessus que les champs en question constituent dans leur ensemble — avec les réserves exploitables chiffrées à 0,8 milliard de tonnes de charbon environ (voir tableau 2) — un gisement compact de charbon à coke extrêmement précieux. Même si l'on ne s'en tient qu'au charbon à coke « classique » proprement dit, à savoir gras A et 3/4 gras, et à l'intérieur de ces deux catégories uniquement aux fines à coke qui doivent être considérées comme charbon à coke au sens propre et aux calibres 10/20 mm, le rôle important joué par l'extraction de charbon à coke du Borinage dans l'ensemble de la production belge de charbon à coke apparaît clairement. Les mines belges ont extrait au total en 1953, 8,785 millions de tonnes des catégories et sortes de charbon susmentionnées — de charbon à coke proprement dit par conséquent — dont 1,526 million de tonnes, soit 17,8 %, reviennent au seul bassin de Mons.

Etant donné que, sur les sept sociétés minières du Borinage, les quatre sociétés qui font l'objet de l'étude ci-après fournissent la presque totalité des catégories et sortes de charbons susmentionnées, leur importance particulière se trouve d'autant renforcée sur le plan de l'économie charbonnière.

Le principal client pour le charbon à coke est la cokerie centrale (« Carbonisation Centrale ») de Tertre, qui est exploitée en tant qu'entreprise commune par les quatre sociétés ainsi que par les sociétés « Hensies-Pommerœul » (Borinage également) et Bois-du-Luc (bassin « Centre »). L'annexe I donne des précisions à ce sujet, ainsi que

sur la grosse usine chimique de Tertre (installation de synthèse de la Société Carbo-Chimique) de même que sur la centrale commune de Quaregnon, qui est le principal destinataire des produits secondaires.

Dès maintenant, il y a lieu d'indiquer que la commission préconise l'extension envisagée de cette centrale de 120 000 kW (éventuellement 160 000 kW), ce qui permettrait de valoriser une nouvelle tranche importante de bas-produits des charbonnages.

Dans la zone économique du Borinage, l'industrie charbonnière accompagnée des entreprises qui en dépendent directement — grande Centrale de Quaregnon et Cokerie Centrale de Tertre qui peut traiter jusqu'à 3 200 tonnes de charbon à coke par jour, à laquelle se rattachent les deux grandes usines chimiques « Société Carbo-Chimique » et « Société des Colorants », — constituent le centre de la vie industrielle économique de la région. Abstraction faite de ce vaste ensemble industriel compact, le Borinage ne dispose à l'exception des laminoirs de Jemappes d'aucune grosse entreprise de l'industrie lourde. Les autres branches industrielles sont surtout représentées par des entreprises d'importance moyenne ou secondaire (constructions métalliques, corderies et câbleries, industrie de la céramique, industrie de la verrerie et de la gobeletterie, usines à tubes, industrie de la chaussure, industries alimentaires, etc.). Mais toutes ces industries sont nettement dépassées en importance par les charbonnages, dont le rôle prédominant est d'autant plus renforcé qu'une partie des autres branches économiques susmentionnées sont dans le Borinage, depuis des années déjà, en voie de régression par suite du vieillissement de leurs installations et de la concurrence étrangère qui devient de plus en plus sensible.

Etant donné cette structure économique particulière, la zone économique du « Couchant de Mons » se distingue nettement des autres bassins houillers du sud de la Belgique (Centre, Charleroi et Liège), où d'importantes branches industrielles subsistent encore à côté de l'industrie charbonnière. La proportion des travailleurs des charbonnages dans le total des ouvriers de l'industrie tra-

duit également cette position particulière du Borinage sur le plan économique et social.

*Pourcentage des effectifs des sociétés minières
(fond et jour)
dans le total des ouvriers industriels*

Borinage	62 %
Centre	38 %
Charleroi - Basse Sambre	35 %
Liège	20 %
Campine (rapporté à l'ensemble de la province du Limbourg)	62 %

Les chiffres ci-dessus mettent encore plus nettement en lumière les conclusions qui précèdent, à savoir que l'industrie charbonnière prend dans le Borinage — ainsi du reste que dans la Campine — une importance de tout premier plan.

Il est caractéristique en outre que les ouvriers travaillant dans les charbonnages représentent un

pourcentage relativement élevé de l'ensemble de la population du Borinage. Sur les 180 000 habitants de la région, les effectifs des charbonnages — au total 21 500 ouvriers — représentent à eux seuls 12 %. Cette proportion n'est dépassée que dans la Campine (province du Limbourg) où 16,9 % des habitants sont occupés dans les charbonnages. Si l'on compte les familles des mineurs et qu'on y ajoute les employés des charbonnages avec leurs familles ainsi que le personnel et les familles du groupe industriel de Tertre rattaché aux charbonnages, on conçoit que plus de la moitié de la population du Borinage dépend directement de l'industrie minière pour sa propre existence. Il va de soi qu'entre les mines et l'autre moitié de la population, ainsi qu'entre le charbon et les autres branches industrielles du Borinage, il existe également des interdépendances plus ou moins étroites en sorte que l'industrie minière apparaît effectivement comme le véritable élément vital du Borinage.

PARTIE TECHNIQUE

A. Ressources en charbon (Facteurs naturels de production).

I. Aperçu général des conditions tectoniques et géologiques.

Les champs d'exploitation des quatre charbonnages constituent un grand ensemble dont les éléments sont rattachés entre eux, de forme à peu près rectangulaire. Ils s'étendent sur une longueur de 24 km, de l'est, aux environs de la ville de Mons, à l'ouest, jusqu'à la frontière française. Leur largeur (nord-sud) atteint environ 12 à 15 km, et par endroits jusqu'à 17 km (voir planche I). Cette concession minière étendue fait partie géologiquement de la grande « ceinture charbonnière du nord-ouest de l'Europe » qui va de l'Angleterre jusqu'au bassin houiller allemand d'Osnabrück en passant par le nord de la France, la Belgique, les Pays-Bas, le bassin d'Aix-la-Chapelle et le bassin de la Ruhr. Les concessions des quatre charbonnages en question appartiennent géographiquement au bassin du Borinage, c'est-à-dire au bassin situé le plus à l'ouest des quatre bassins houillers du sud de la Belgique; il est constitué en majeure partie par les quatre concessions considérées ici. En outre, le Borinage, qui appartient à la province belge du Hainaut, comprend encore les charbonnages de Bernissart, d'Hensies-Pommerœul et du Rieu-du-Cœur. Vers l'ouest le gisement charbonnier se prolonge directement au nord de la France dans le bassin houiller du Nord et du Pas-de-Calais également orienté de l'ouest à l'est. A l'est dudit massif — à peu près au centre de la concession des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu — se trouve la ville de Mons, chef-lieu de la province du Hainaut.

Au point de vue stratigraphique, les gisements houillers appartiennent aux couches moyennes et

supérieures du Westphalien, représentées ici par l'« Assise de Charleroi » et l'« Assise du Flénu ». La teneur du charbon en matières volatiles varie entre 13 et 35 % (voir tableau 1).

La structure tectonique du gisement charbonnier (voir planche II) est caractérisée dans ses grandes lignes — avec direction générale est-ouest — par une série de massifs qui à la suite d'une poussée tectonique du sud au nord chevauchent les uns sur les autres. Au niveau supérieur, le « Massif du Borinage » (charbon gras essentiellement), en dessous, le « Massif de Grisœuil » (3/4 gras principalement) séparé du massif supérieur par la « Faille du Borinage » (« Faille Masse »); à la base, le « Massif en Place », également appelé « Massif du Comble Nord » (3/4 à demi-gras), séparé du Massif de Grisœuil par la « Faille du Placard ».

Cette forme écaillée des horizons stratigraphiques qui, suivant la ligne générale, s'élèvent vers le nord, a été provoquée par une poussée tectonique venant du sud qui a en même temps refoulé et plissé les veines. Etant donné que les parties sud du gisement étaient les plus exposées à la poussée de ce plissement, le gisement se trouve considérablement dérangé au sud, en règle générale.

Tel est notamment le cas du Massif du Borinage, le plus élevé des trois faisceaux de veines. Cet horizon affecte la forme d'une cuvette plate au nord (avec direction ouest-sud-ouest/est-nord-est de l'axe de la cuvette). Par contre, en allant vers le sud, les veines se soulèvent en dressant avec des passages en position renversée, certaines parties horizontales des plis, appelées « fausses plateaux », se trouvent insérées entre les ailes en dressant ou renversées.

De même, le Massif de Grisœuil situé sous le Massif du Borinage — dont les couches, coupées de failles par endroits, assez plates et régulières au

nord pendent d'environ 20° vers le sud — présente au sud des zones failleuses. Le tableau tectonique du massif est caractérisé ici par de courts plissements très accentués avec soulèvements en dressant et renversements des veines, encaissant certaines parties horizontales des plis (également « fausses plateaux »).

L'horizon inférieur, le Massif en Place (du Comble Nord) qui s'étend directement sur le calcaire carbonifère se caractérise en général par des strates légèrement plissées à faible pendage vers le sud.

Vers le nord, le gisement est dans son ensemble plus calme, ce qui n'exclut pas toutefois des cuvettes particulières, ainsi que des plis et des zones failleuses par endroits. Dans la partie nord du champ d'exploitation de l'Ouest de Mons, on rencontre sur un espace limité, immédiatement sous les morts terrains, un massif de roches anti-houillères, appelé « Massif de Boussu » qui se superpose au Massif du Borinage et atteint par place une profondeur dépassant 700 m.

A en juger d'après les profils stratigraphiques, les conditions géologiques sont les plus favorables dans la concession *Hainaut* (principalement : gisements plats et réguliers) qui exploite uniquement dans le Massif en Place, mais elles sont parfois vraiment mauvaises dans les champs d'exploitation des *Charbonnages Belges*. C'est ainsi qu'à l'horizon supérieur (Massif du Borinage) apparaissent par endroits des zones de plissements forts et irréguliers, coupés sur toute la longueur par des failles, des ailes ou dressants ou renversées alternant avec des parties plates de veines de longueurs va-

riables. Néanmoins, on rencontre à côté de cela des parties de champ en gisement absolument plat représentant des conditions favorables au point de vue de l'exploitation.

Les Charbonnages du *Levant* et de l'*Ouest de Mons* semblent occuper une position intermédiaire entre les Charbonnages du *Hainaut* et les Charbonnages Belges quant aux conditions géologiques. Toutefois, les Charbonnages de l'*Ouest de Mons* extraient à l'heure actuelle 68 % du charbon de veines en semi-dressant et en dressant et parfois renversées, dans des conditions géologiques également difficiles par endroits.

Dans son ensemble, l'extraction provient principalement de plateaux (environ 75 % de veines de 0 à 30° de pendage). Les 25 % restants proviennent de veines en dressant et semi-dressant (30 à 90° de pendage).

II. Caractéristiques diverses de l'exploitation minière.

Après ce bref aperçu général sur la situation géologique et tectonique du gisement charbonnier, passons à l'étude d'une série de valeurs et données caractéristiques présentant une importance capitale pour l'étude du champ d'exploitation des quatre charbonnages au point de vue de la technique minière et de l'exploitation.

Concessions-réserves de charbon.

Le tableau ci-après donne des indications sur l'étendue des concessions des charbonnages, sur les réserves de charbon et sur la durée de vie qu'il faut en déduire pour les installations.

Tableau 2

Charbonnages	Etendue des champs d'exploitation en millions de m ²	Réserves exploitables, certaines et probables ¹⁾ en millions de tonnes	Chiffre d'extraction visé (en millions de t/an)	Durée des installations années
Charbonnages Belges	37,51 ²⁾	223	1,16	192
Levant	93,80	307 ⁵⁾	1,08	285
Ouest de Mons	63,70 ³⁾	169	1,42 ⁶⁾	119
Hainaut	61,73 ⁴⁾	100	1,06	94
Total	256,74	env. 800 ⁷⁾	4,72	170

¹⁾ En général jusqu'à 1 200 m de profondeur, parfois moins, par exemple jusqu'au plus profond d'un massif, et plus en certains endroits, à savoir jusqu'à 1 500 m (par exemple : réserves du nouveau puits 15 des Charbonnages du Levant).

²⁾ Sans le champ Sud « Midi de l'Agrappe » encore vierge, s'étendant sur 10,14 millions de m², et sans la petite concession « Nord de Genly » qui y sera rattaché prochainement.

³⁾ Environ 20 millions de m² seulement sont exploités — au Sud de la concession.

⁴⁾ Dont 2,65 millions de m² rattachés de l'ancienne concession Ghlin adjacents à l'Est, qui sont exploités par le puits Espérance. L'extraction n'est autorisée ici que jusqu'à — 460 m au-dessous du niveau moyen de la mer.

⁵⁾ Y compris le champ encore vierge « Belle Victoire » au Sud-Est jusqu'à la Faille Masse en dessous, c'est-à-dire jusqu'à 1 150 m de profondeur — avec 142 millions de tonnes — et la concession Nimy au Nord-Est jusqu'à 1 200 m de profondeur — avec 34 millions de tonnes.

⁶⁾ A long terme, y compris l'extraction d'un nouveau siège à construire au Nord du champ d'exploitation dont la production sera de 1 400 tonnes/jour.

⁷⁾ Les charbonnages du *Levant* et de l'*Ouest de Mons* ont calculé les réserves de charbon de façon à y faire entrer, comme puissance de veine minimum encore exploitable, les veines de 0,60 m (sans les stériles) et l'on a pris pour les ressources en charbon ainsi calculées un coefficient d'exploitation de 50 % seulement. Les charbonnages du *Hainaut* calculent de la même manière mais en se basant sur un coefficient d'exploitation de 90 %. Les Charbonnages Belges calculent de la façon suivante : d'après l'expérience dans des horizons non encore ouverts, on ne considère par exemple que 1,3 m de réserves exploitables sur 100 m, pour des veines de 3 m de puissance sur 100 m de stampe, en adoptant en outre un coefficient d'exploitation de 50 % seulement.

Le tableau 2 montre en tout état de cause que la base essentielle nécessaire à l'exploitation minière existe effectivement sous la forme d'une concession étendue et riche en charbon. La durée de vie sur laquelle les quatre charbonnages peuvent encore

compter, d'après leurs objectifs d'extraction, varie entre 100 et 300 ans environ.

En ce qui concerne la capacité de production d'un gisement, il existe en outre d'autres caractéristiques importantes énumérées dans le tableau récapitulatif ci-après :

Tableau 3

Charbonnages	Puissance des veines		Rapport extraction nette/brute	Épaisseur de charbon pour 100 m de stampe m	Catégorie des charbons		
	avec stériles m	sans stériles m			catégorie	extraits % de l'extraction	massif
Charbonnages Belges	1,00	0,71	57,2 % (valeurs extrêmes 55,5 et 59,0 %)	2,50 dans le Massif du Borinage	gras A	74,4	Massif du Borinage
	dans le Massif du Borinage						
	1,17	0,83		3,00 dans le Massif de Grisœuil	3/4 gras	25,6	Massif de Grisœuil
Levant	1,13	0,83	52,9 % (valeurs extrêmes 49 et 60 %)	2,9 dans le Massif du Borinage	gras B	69,7	Massif du Borinage
	dans le Massif du Borinage						
	1,20	0,88		2,0 dans le Massif en Place	3/4 gras 1/2 gras	14,9) 15,4)	Massif en Place
Ouest de Mons	1,20-1,40 (par endroits 3,00)	0,72-0,84 (par endroits 2,40)	52,1 % (valeurs extrêmes 30 et 68 %)	3,30-3,90 (par endroits seulement 1,90)	gras A	100	Massif du Borinage
Hainaut	1,05 dans le Massif en Place	0,76	54 % (valeurs extrêmes 53 et 56 %)	2,79 dans le Massif en Place	gras B ¹⁾	8,8	Massif du Borinage
					gras A 3/4 gras	65,6 25,6	Massif en Place

¹⁾ Du Massif du Borinage extrait par le siège « Grand Hornu » fermé depuis.

Il ressort essentiellement du tableau qui précède qu'en règle générale, malgré une puissance de veine réduite et une haute teneur en stériles du charbon, il y a lieu de signaler une densité importante du charbon dans la stampe. A titre de comparaison, l'épaisseur moyenne des veines dans le bassin de la Ruhr par exemple n'est que de 2,2 m pour 100 m de stampe (charbon gras 3,9 m; demi-gras 1,0 m). Si les deux premières caractéristiques (puissance des veines, teneur en stériles) montrent qu'il est difficile, dans les conditions actuelles, d'arriver à de bons rendements au front de taille et en taille, la forte densité du charbon fait apparaître d'autre part que le chiffre des postes improductifs peut être maintenu limité par une concentration judicieuse de l'exploitation.

Considérons encore en particulier la puissance

des veines et la teneur en stériles du charbon.

La puissance des veines sans les stériles varie entre 0,71 et 0,88, le rapport net sur brut varie entre 52 et 57 %. Ces deux valeurs sont en général inférieures aux chiffres moyens correspondants des autres bassins belges.

1953

	Puissance des veines sans les stériles	Rapport extraction	
		nette	extraction brute
Centre	0,83	62,5 %	
Charleroi	0,77	58,5 %	
Liège	0,68	66,7 %	
Campine	1,03	62,5 %	
Belgique	0,85	62,5 %	

Tableau 4

Charbonnage et siège d'extraction	Pendage des veines		Étage d'exploitation profondeur en m au-dessous de la recette du jour	Classement par catégories au point de vue du dégagement de grisou	Faisceaux de veines exploités
	actuel	futur			
<i>Charb. Belges</i>					
Crachet	55 % en plateau	67 % en plateau	430 m 976 m	2 ^e catégorie 3 ^e catégorie	Massif du Borinage
3 Gr. Trait	45 % > 30° 60 % en plateau	33 % > 30° 65 % en plateau	305 m	2 ^e catégorie	Massif de Grisœuil
10 Grisœuil	40 % > 30° en plateau	35 % > 30° en plateau	950 m	3 ^e catégorie	Massif du Borinage
1 Escouff.	en plateau	en plateau	1 100 m	3 ^e catégorie	Massif de Grisœuil
7 Escouff.	100 % > 30° 78 % en plateau	(sera fermé) 70 % en plateau	404 m 427 m	2 ^e catégorie } 3 ^e catégorie }	Massif du Borinage
5 Hornu-W.	22 % > 30° en plateau	30 % > 30° en plateau	1 100 m 396 m	3 ^e catégorie } 2 ^e catégorie }	Massif de Grisœuil
8 Hornu-W.	en plateau	en plateau	902 m 837 m 1 047 m	2 ^e catégorie } 2 ^e catégorie } 2 ^e catégorie }	Massif du Borinage Massif de Grisœuil
<i>Levant</i>					
14/17	64 % en plateau	(sera fermé)	308 m 845 m	1 ^e et 2 ^e catég.	Massif du Borinage
Héribus	36 % > 30° 88 % en plateau	88 % en plateau	475 m	1 ^e et 2 ^e catég.	Massif du Borinage
28	12 % > 30° 0 - 35°	12 % > 30° 0 - 35°	700 m 905 m	principalement en 1 ^e cat., peu en 2 ^e catégorie	Massif en Place
Nord	87 % en plateau	50 % en plateau	715 m 815 m	2 ^e et 3 ^e catég. 3 ^e catégorie	Massif en Place
<i>Ouest de Mons</i>					
Sent. All.	30 % en plateau	50 % en plateau	356 m 763 m	2 ^e catégorie (mais peu grisouteux)	Massif du Borinage
St. Ant. M. à Feu	70 % > 30° 53 % en plateau	50 % > 30° 40 - 50 % en plateau	850 m 752 m 812 m 956 m (M. à Feu)	2 ^e catégorie (assez grisout.)	Massif du Borinage
Ferrand	45 % en plateau	40 - 50 % en plateau	613 m	3 ^e catégorie	Idem
Ste Catherine	55 % > 30° 50 - 60 % en plateau	50-60 % > 30° 50 - 60 % en plateau	1 060 m (en préparat.)	3 ^e catégorie	Idem
<i>Hainaut</i>					
Hautrage	46 % en plateau	21 - 22 % en plateau	620 m	(les sièges d'ex- traction ne sont pas classés) (peu grisout.)	Massif en Place (du Comble Nord)
Espérance	54 % > 30° en plateau	78-79 % > 30° en plateau	730 m 290 m		Idem
Tertre	en plateau	peu de dressants dans quelques années à l'étage 600 m	440 m 460 m		Idem Idem

On observera en outre à cet égard que le charbon est en majeure partie tendre ou moyennement dur et a tendance à fournir des fines et des poussières. A titre d'exemple, les pourcentages des calibres du charbon extrait par Ouest de Mons se présentaient en 1953, après préparation, comme suit :

Criblés et classés de plus de 8 mm	39,4 %
Fines lavées 0,5 - 8 mm	31,8 %
Mixtes	11,6 %
Poussières bruts	8,4 %
Schlamms	8,8 %
	100,0 %

Au Hainaut 52,2 % du charbon sont constitués de granulométries allant des fines lavées (0-10 mm) jusqu'aux classés 10-18 mm. 26,4 % sont des fines brutes (0-5 mm) et 10 % des mixtes et des schlamms. Les sortes de calibres les plus gros, par contre — les classés de plus de 18 mm et les criblés — ne représentent que 11,5 %.

D'autre part, le fait que le charbon est généralement tendre à moyennement dur — ce qui n'exclut pas certains horizons plus durs, par endroits — permet de l'exploiter facilement sur le plan technique.

Enfin, le *pendage des veines* joue un rôle essentiel pour la conduite de l'exploitation ainsi qu'en ce qui concerne les possibilités de concentration des exploitations et de mécanisation de l'abatage. Outre les points précités, la *profondeur* et les *dégagements de grisou* sont aussi des facteurs importants pour l'économie de l'exploitation. Les dépenses pour l'aéragé — énergie, sections des galeries, nombre des puits d'aéragé, le cas échéant, installations de climatisation, etc. — sont dans une large mesure fonction de la profondeur et de la présence de grisou. La profondeur (chaleur dans les installations du fond) influe en outre considérablement sur le rendement des mineurs. Le tableau ci-après fournit des indications sur ces valeurs caractéristiques ainsi que sur les faisceaux de veines exploités aux divers étages.

Considérés dans l'ensemble, les facteurs naturels de production qui caractérisent les champs d'exploitation des quatre charbonnages, sont en somme peu favorables. Les puissances des veines sont partout réduites; le charbon tend à donner des fines et des poussières. Il s'agit principalement de charbon gras, c'est-à-dire d'une catégorie de charbon qui ne permet de réaliser que des recettes modestes. Les veines contiennent le plus souvent beaucoup de stériles, de sorte que les rapports extraction nette/extraction brute atteignent dans les quatre charbonnages des chiffres inférieurs à la moyenne. En outre, à l'exception du gisement des Charbonnages du Hainaut, les veines se caractérisent par des dégagements plus ou moins importants de grisou qui, dans quelques parties (surtout

à mesure que la profondeur augmente) peuvent aller jusqu'à de véritables dégagements instantanés. Enfin, dans les Charbonnages Belges, une difficulté supplémentaire résulte de la grande profondeur d'exploitation dans les séries de veines plus profondes (Massif de Griseuil et partie inférieure du Massif du Borinage) qui sont les horizons constituant les principales réserves futures de ce charbonnage.

B. Facteurs techniques de production.

Pour les gisements de la catégorie en cause qui, par nature, sont relativement moins bien favorisés au point de vue des conditions géologiques, il importe tout particulièrement de porter au niveau optimum les facteurs techniques de production à l'aide d'un planning de l'exploitation parfaitement établi. Il s'agit notamment ici de la *capacité des sièges d'extraction*, des *programmes des travaux préparatoires*, de la *concentration des chantiers d'exploitation*, de l'*équipement technique* des services du fond, de l'*organisation judicieuse des installations du jour*.

Le tableau récapitulatif ci-après donne un aperçu de ces données et chiffres caractéristiques de l'état actuel des entreprises au point de vue technique, en commençant par les *ordres de grandeur des sièges actuels*, sur la base de leur *chiffre d'extraction* (voir tableau 5).

Le tableau en question fait apparaître pour l'ensemble des *chiffres d'extraction très faibles* dans les mines actuelles. Pas moins de 20 sièges d'extraction participent à une production journalière d'environ 12 000 t au total. Le chiffre moyen d'extraction journalière n'est donc que de 600 t par siège. Seuls les charbonnages du Hainaut se détachent de ce tableau avec une moyenne de 1 040 t/j par siège. Les valeurs extrêmes sont de 150 à 200 t/j, d'une part, et de 1 130 à 1 280 t/j, d'autre part.

Cependant, les mines disposent de champs d'exploitation relativement étendus, ainsi qu'il ressort également du tableau 5 ci-après, de sorte que l'on a une intensité moyenne d'exploitation des champs d'environ 80 t/j seulement par km² (valeurs extrêmes 20 à 50 t/j et 260 à 310 t/j par km²). Ce chiffre, qui donne une indication de la mesure dans laquelle l'abatage courant puise dans la réserve de charbon d'un champ d'exploitation, doit également être considéré comme exceptionnellement bas, eu égard à la bonne densité actuelle du charbon, qui atteint en moyenne près de 3 m pour 100 m de stampe. On fera observer, à titre de comparaison, que l'intensité d'exploitation spécifique des champs dans le bassin de la Ruhr est en moyenne d'environ 250 à 300 t/j par km² pour une moyenne de 2,2 m de charbon par 100 m de stampe, et que le chiffre de 400 à 500 t/j par km² est considéré comme satisfaisant.

Tableau 5.

Extraction nette des sièges d'extraction en 1953.

Charbonnages et sièges d'extraction	Extraction nette		Extraction nette moyenne des sièges		Superficie du champ exploité km ²	Intensité moyenne d'exploitation Extraction nette/j. par km ²
	tonnes/an	tonnes/jour	t/an	t/j		
<i>Charb. belges</i>						
Crachet	207 250	738			env. 10	74
3 Gr. Trait	177 650	636			{ 7,65 M. d. Bor.	} 49
					{ 5,45 M. d. Gris.	
10 Grisœuil	89 250	316			5,45	58
1 Escouff.	55 450	199			0,85	234
7 Escouff.	123 100	450			{ 6,10 M. d. Bor.	} 20
					{ 16,10 M. d. Gris.	
5 Hornu-W.	159 180	578			2,23	260
8 Hornu-W.	73 250	262			} 3,40	} 120
4 Hornu-W.	26 870	145				
Total charb. belges . .	912 000	3 324	114 000	415	57,23	58
<i>Levant</i>						
Siège 14	143 039	516			} 3,80	} 310
Siège 17	168 741	603				
Héribus	307 980	1 131			16,30	70
Siège 28	132 140	470			3,70	127
Nord	137 350	481			6,00	80
Total Levant	889 250	3 201	177 850	640	29,80	107
<i>Ouest de Mons</i>						
Sent. All.	365 710	1 271			7,60	167
St-Antoine	138 720	485			} 4,50	} 150
Mach. à feu	55 000	192				
Ferrand	129 070	454			22,80	20
Total Ouest de Mons .	688 500	2 402	172 125	600	34,90	69
<i>Hainaut</i>						
Hautrage	246 360	867			13,56	64
Espérance	269 600	970			7,74	125
Tertre	361 490	1 282			12,30	105
Total Hainaut	877 450¹⁾	3 119	292 480	1 040	33,60	93
Total général pour les 4 sociétés	3 367 200	12 046	168 360	600	155,53	78

¹⁾ A ajouter pour 1953, 84 150 t pour Hainaut, tonnage extrait par le siège Grand Hornu. Au total les 4 sociétés ont donc extrait en 1953 3 367 000 t (v. supra) + 84 150 t = 3 451 350 t. Cependant la mine Grand Hornu a été fermée définitivement fin octobre 1953 en raison de l'épuisement du gisement. En conséquence seuls les 3 sièges effectivement encore en service : Hautrage, Espérance et Tertre ont été retenus pour Hainaut en ce qui concerne toutes les données typiques qu'il s'agira de garder en vue au cours de la rationalisation, telles que extraction journalière moyenne par siège, rendement, prix de revient par tonne d'extraction nette, etc.

Si l'on étudie maintenant les ordres de grandeur des tailles, on obtient le tableau 6.

On constate que les chiffres d'extraction par taille et, par voie de conséquence, les longueurs de taille et les avancements journaliers à l'abatage dans les *dressants* et *semi-dressants*, ne sont pas

défavorables (extraction journalière moyenne par taille en dressants et en semi-dressants : 77 t).

En *plateure*, par contre, l'extraction moyenne de 133 t/j par taille doit être considérée comme trop faible. Un accroissement de l'extraction par taille devrait être possible, tant par un accroissement des longueurs de taille que, surtout, par une

Tableau 6.

Charbonnages	Charb. Belges	Levant	Ouest de Mons	Hainaut	Total
<i>Nombre de tailles</i>					
Plateures	26	19	5	18	63
Dressants et semi-dressants	14	7	18	—	39
Total	40	26	23	18	107
<i>Longueurs de tailles</i>					
Plateures	97 m (val. extrême 53 et 242 m)	122 m (val. extrême 80 et 230 m)	140 m (val. extrême 80 et 180 m)	153 m (val. extrême 80 et 225 m)	
Dressants et semi-dressants	79 m (val. extrême 52 et 180 m)	59 m (val. extrême 45 et 95 m)	70 m (val. extrême 22 et 110 m)		
<i>Avancement moyen à l'abatage</i>					
Plateures	0,94 m (val. extrême 0,64 et 1,50 m)	1,10 m (val. extrême 0,45 et 3 m)	1,20 m (val. extrême 1,10 et 1,62 m)	1,07 m (val. extrême 0,75 et 1,75 m)	
Dressants et semi-dressants	0,84 m (val. extrême 0,55 et 1,35 m)	1,02 m (val. extrême 0,6 et 1,8 m)	0,90 m (val. extrême 0,43 et 1,10 m)		
<i>Extraction moyenne par taille</i>					
Plateures	91 t/j (val. extrême 66 et 260 t)	142 t/j (val. extrême 67 et 397 t)	151 t/j (val. extrême 95 et 218 t)	188 t (val. extrême 80 et 380 t)	
Dressants et semi-dressants	64 t/j (val. extrême 47 et 148 t)	74 t/j (val. extrême 20 et 129 t)	89 t (val. extrême 45 et 150 t)	—	
<i>Abatage</i>					
Nombre de postes par jour	1 poste partout	1 poste en majeure partie et parfois 2 postes		2 postes principalement	
<i>Extraction moyenne journalière :</i>					
par taille en plateure	133 t/j				
par taille en dressants et semi-dressants	77 t/j				
moyenne générale	112 t/j				

augmentation de l'avancement journalier à l'abatage — conjointement avec l'emploi plus généralisé de l'abatage sur deux postes.

La faible importance de l'extraction journalière

par siège, l'intensité trop peu importante d'exploitation des champs et les chiffres d'extraction relativement faibles par taille se reflètent nettement dans la structure des postes au fond :

JOURNEES PRESTEEES AU FOND

Tableau 7.

Charbonnages belges.

	Crachet		5 Gr. Trait		10 Grisceil		1 Escouff.		7 Escouff.		5 Hornu-W.		8 Hornu-W.		Total	
	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)
1) à veine	222	20,45	255	20,04	227	20,02	199	20,80	211	17,84	205	20,26	281	20,58	224	20
2) suite à l'abatage et contrôle du toit	273	25,05	227	20,14	258	22,78	151	15,85	293	24,69	247	24,45	261	19,17	252	22,50
3) en taille	495	45,50	452	40,18	485	42,80	350	36,65	504	42,53	452	44,71	542	39,75	476	42,50
4) en chantier	688	63,27	715	63,58	786	69,18	626	65,52	783	66,06	681	67,35	744	54,50	716	64,00
5) travaux prépara- toires	88	8,11	60	5,37	60	5,26	20	2,11	34	2,83	59	5,80	138	10,09	67	6,01
6) surveillance	82	7,55	84	7,48	100	8,91	102	10,67	93	7,85	77	7,63	103	7,59	88	7,85
7) autres journées prestées	230	21,07	264	23,57	188	16,65	207	21,70	276	23,26	194	19,22	379	27,82	248	22,14
8) Total	1 088	100,00	1 123	100,00	1 134	100,00	955	100,00	1 186	100,00	1 011	100,00	1 364	100,00	1 119	100,00

Relation 1) à 3) pour l'ensemble du charbonnage 0,471.

Relation 3) à 4) pour l'ensemble du charbonnage 0,665.

JOURNEES PRESTEEES AU FOND.

Tableau 8.

Levant.

	14		17		Héribus		28		Nord		Total	
	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)
1) à veine	260	26,60	284	28,77	232	24,38	231	19,20	232	19,90	247	23,90
2) suite à l'abatage et contrôle du toit	178	18,26	165	16,65	224	23,53	300	24,80	266	23,00	223	21,60
3) en taille	438	44,86	449	45,42	456	47,91	531	44,00	499	42,90	470	45,50
4) en chantier	643	65,96	568	57,54	606	63,68	734	60,70	712	61,40	641	61,99
5) travaux préparatoires	15	1,54	35	3,55	30	3,15	73	6,03	58	5,00	39	3,80
6) surveillance	66	6,76	57	5,80	62	6,47	53	4,35	69	5,90	62	5,95
7) autres journées prestées	250	25,74	327	33,11	254	26,70	350	28,92	321	27,70	292	28,26
8) Total	974	100,00	987	100,00	952	100,00	1 210	100,00	1 160	100,00	1 034	100,00

Relation 1) à 3) pour l'ensemble du charbonnage 0,53.

Relation 3) à 4) pour l'ensemble du charbonnage 0,69.

JOURNEES PRESTEES AU FOND.

Tableau 9.
Ouest de Mons.

	Alliance-Sentinelles		St-Antoine - M. à Feu		Ferrand		Total	
	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)
1) à veine	206	21,5	169	17,4	217	20,1	197	19,7
2) suite à abatage et con- trôle du toit	211	22	213	22,1	224	20,8	214	21,4
3) en taille	417	43,5	382	39,5	441	40,9	411	41,1
4) en chantier	550	57,5	523	54	578	53,6	548	54,7
5) travaux préparatoires .	32	3,2	69	7,1	91	8,5	70	7
6) surveillance	60	6,3	73	7,6	71	6,6	66	6,6
7) autres journées pres- tées	316	33,0	302	31,3	338	31,3	317	31,7
8) Total	958	100,0	967	100,0	1 078	100,0	1 001	100,0

Relation 1) à 3) pour l'ensemble du charbonnage 0,479.

Relation 3) à 4) pour l'ensemble du charbonnage 0,750.

JOURNEES PRESTEES AU FOND.

Tableau 10.
Hainaut.

	Hautrage		Espérance		Terte		Total	
	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)	Nombre de journ. par 1 000 t	% par rapport au nombre total des journ. prestées (fond)
1) à veine	229,8	20,56	184,1	18,74	189,9	21,25	199,5	20,28
2) suite à abatage et con- trôle du toit	238,5	21,34	210,2	21,40	140,3	15,70	188,6	19,17
3) en taille	468,4	41,90	394,5	40,14	330,2	36,95	388,2	39,45
4) en chantier	733,7	65,63	603,7	61,40	573,3	64,10	627,4	63,76
5) travaux préparatoires .	74,4	6,66	56,9	5,79	90,5	10,12	76,2	7,74
6) surveillance	64,9	5,81	55,1	5,61	39,0	4,37	51,7	5,19
7) autres journées pres- tées	247,4	21,90	267,9	27,20	190,9	21,41	229,3	23,31
8) Total	1 117,6	100,00	982,8	100,00	893,6	100,00	983,9	100,00

Relation 1) à 3) pour l'ensemble du charbonnage 0,51.

Relation 3) à 4) pour l'ensemble du charbonnage 0,62.

Si l'on soumet à un examen critique la répartition ci-dessus des postes, on note aussitôt le pourcentage relativement réduit — en général autour de 20 % seulement — des postes d'abatage par rapport au nombre total des postes du fond. Dans les mines où, comme dans le cas présent, il n'a pas été procédé à une mécanisation complète de l'abatage, où seule une mécanisation partielle relativement peu importante a été réalisée (installations de convoyeurs à double chaîne et soutènement métallique avec front de taille dégagé), le pourcentage des postes au front de taille devrait être plus élevé. Seuls les charbonnages du Levant constituent une exception avec environ 24 % des postes à l'abatage. Dans certaines mines le pourcentage tombe à 17 ou 19 %.

Si l'on calcule le rapport existant entre les postes d'abatage et le nombre total de postes en taille, on obtient ici également, dans la majorité des cas, un chiffre insuffisant, à savoir 47 % à 51 %. Les charbonnages du Levant ont ici aussi un meilleur pourcentage, avec 53 % (une bonne moyenne serait de 60 %). Deux facteurs se combinent ici : d'une part, le chiffre trop faible des piqueurs dans la taille, d'autre part, le pourcen-

tage trop important du personnel de la taille pour les travaux « suite à l'abatage » et « contrôle du toit ».

En outre, la proportion des postes ouverts dans les travaux préparatoires — 67 à 76/1 000 t (rapportée à l'ensemble de la société) — est relativement élevée pour les sociétés Charbonnages Belges, Ouest de Mons et Hainaut. La société du Levant fait apparaître le chiffre plutôt bas de 39 postes/1 000 t, mais enregistre de même que Ouest de Mons des chiffres assez élevés pour les « autres postes au fond » : Levant 28,3 postes/1 000 t, Ouest de Mons 31,7 postes/1 000 t, contre 22,1/1 000 t et 23,3/1 000 t pour les Charbonnages Belges et Hainaut.

Les valeurs caractéristiques de l'exploitation, étudiées ci-dessus — les dimensions très faibles des sièges, l'extraction spécifique par taille très peu importante (du moins dans les plateures) ainsi que la répartition défavorable des postes que l'on peut constater dans la majorité des sièges (trop grand nombre de postes improductifs) — se reflètent en définitive dans les rendements obtenus. Les chiffres de rendement de l'année 1953 s'établissent comme suit :

Tableau 11.

Charbonnages Belges.

Sièges	Rendement par poste à l'abatage kg	Rendement taille kg	Rendement quartier kg	Rendement fond total kg
1	2	3	4	5
Crachet	4 403	2 019	1 327	0 919
3 Gr. Trait	4 442	2 215	1 298	0 890
10 Grisœuil	4 403	2 060	1 162	0 881
1 Escouff.	5 030	2 855	1 465	1 046
7 Escouff.	4 726	1 983	1 175	0 843
5 Hornu-W.	4 881	2 212	1 364	0 989
8 Hornu-W.	3 561	1 844	1 243	0 733
4 Hornu-W.	3 551	1 852	1 302	0 817
Total	4 466	2 102	1 287	0 893

Rendement total fond et jour Charb. Belges 1953 : 615 kg.

Baisse de rendement de 2 à 4 = 3,5 : 1 (ensemble de la Société) ;

de 2 à 5 = 5 : 1 (ensemble de la Société).

Tableau 12.
Levant.

Sièges	Rendement par poste à l'abatage kg	Rendement taille kg	Rendement quartier kg	Rendement fond total kg
1	2	3	4	5
Puits 14	3 842	2 300	1 445	1 028
Puits 17	3 533	2 230	1 650	1 010
Héribus	4 307	2 191	1 548	1 050
Puits 28	4 310	1 903	1 298	0 824
Nord	4 300	2 008	1 310	0 859
Total	4 049	2 128	1 460	0 967

Rendement total fond et jour Levant 1953 : 680 kg.

Baisse de rendement de 2 à 4 = 2,8 : 1 (ensemble de la Société);
de 2 à 5 = 4,2 : 1 (ensemble de la Société).

Tableau 13.
Ouest de Mons.

Alliance-Sentinelle .	4 857	2 400	1 817	1 044
St-Antoine M. à feu	5 926	2 618	1 913	1 034
Ferrand	4 617	2 269	1 730	928
Total	5 065	2 431	1 826	999

Rendement total fond et jour Ouest de Mons 1953 : 704 kg.

Baisse de rendement de 2 à 4 = 2,8 : 1 (ensemble de la Société);
de 2 à 5 = 5,1 : 1 (ensemble de la Société).

Tableau 14.
Hainaut.

Hautrage	4 351	2 133	1 333	894
Espérance	5 428	2 534	1 620	1 015
Tertre	5 269	3 017	1 706	1 118
Total	5 010	2 620	1 610	1 016

Rendement total fond et jour Hainaut 1953 : 781 kg.

Baisse de rendement de 2 à 5 = 4,9 : 1 (ensemble de la Société).

Les tableaux qui précèdent montrent que les chiffres de rendement laissent également à désirer dans la majorité des cas.

Le rendement à veine, surtout, doit être considéré comme faible en raison de la prédominance de charbon tendre. Ce rendement est, dans la majorité des sièges, inférieur au rendement moyen à l'abatage enregistré dans l'ensemble du Borinage ainsi que dans les autres bassins houillers belges dont les chiffres de rendement s'établissaient comme suit en 1953 :

Rendement par poste à l'abatage en 1953.

Borinage	5 219 kg
Centre	6 370 kg
Charleroi-Namur	5 063 kg
Liège	5 582 kg
Belgique Sud	5 421 kg
Campine	6 427 kg
Belgique	5 703 kg

La faiblesse du rendement à l'abatage pèse sur les rendements taille et quartier puis sur le rendement total fond, lequel varie dans les différents sièges, d'un minimum de 733 kg à un maximum de 1 118 kg et dans les charbonnages entre 893 kg et 1 016 kg.

Il sera également intéressant de citer ici les rendements fond de l'ensemble du Borinage et des autres bassins belges, à titre de comparaison :

Rendement fond 1953.

Borinage	938 kg
Centre	1 037 kg
Charleroi-Namur	1 041 kg
Liège	894 kg
Belgique Sud	977 kg
Campine	1 289 kg
Belgique	1 058 kg

En ce qui concerne le rendement taille, il atteint dans quelques tailles seulement 1,0 à 1,5 tonne. D'autre part, on peut citer des maxima de 3 à 4 tonnes. (Des différences aussi nettes apparaissent également dans les rendements à veine et dans les rendements quartiers.) Cela prouve qu'à côté de bonnes veines, on dépèle des panneaux économiquement inexploitable.

On fera observer dans cet ordre d'idées que les Charbonnages du Levant par exemple estiment qu'un rendement quartier de 1,6 tonne représente le minimum pour exploitation rentable¹⁾.

Les rapports net sur brut tels qu'ils sont indiqués pour chacun des quatre charbonnages au tableau 3, révèlent dans quelle mesure on procède au défilage des veines inexploitable.

¹⁾ Cf. procès-verbal des entretiens qui ont eu lieu dans ce charbonnage les 27 et 28 avril 1954, au bas de la page 12.

Enfin, l'étude des chutes de rendement depuis l'abatage jusqu'au jour est pleine d'enseignements. La réduction atteint dans les divers sièges jusqu'à 5 pour 1 ou 5,5 pour 1. Une telle baisse de rendement prouve que les chantiers du fond sont éparpillés, avec par suite un nombre élevé de postes et un emploi important de matériel pour le transport et l'entretien des installations. L'un des rapports de la sous-commission technique, dans lequel le chapitre « Services généraux, quartiers et sièges »²⁾ est étudié plus en détail, contient à cet égard un passage fort caractéristique :

« L'ensemble des services quartiers et sièges est » élevé. Cela provient de la trop grande dispersion des chantiers, qui nécessite l'entretien de » voies dans tous les champs simultanément et » de la dispersion des points de chargement qui » entraîne des effectifs nombreux.

» A l'intérieur des sièges, on travaille à la fois » à plusieurs niveaux et à chaque niveau dans » plusieurs panneaux dispersés. Cela tient, d'une » part, à la recherche d'un équilibre instantané » entre les productions des bonnes veines et celles » des mauvaises veines; d'autre part, à une insuffisance de l'avance des travaux au rocher, qui » empêchent de mettre en jeu simultanément » toutes les veines d'une même méridienne. Les » exploitations ont toujours été menées, depuis » fort longtemps, en chassant à partir du puits, » sans chercher à prendre les veines dans l'ordre » stratigraphique descendant. »

Pour clore ce chapitre, on citera encore deux groupes de valeurs caractéristiques : les distances entre étages et la consommation d'énergie par tonne de charbon.

Distances entre étages.

Charb. Belges	— M. d. Bor.	50-90 m
	— M. d. Gris.	50-70 m
Levant		50-100 m
Ouest de Mons		67 m
		(valeur moyenne)
Hainaut		115-140 m
		(par endroits 65-85)

On voit que les distances d'étage à étage sont généralement réduites — sauf dans les charbonnages du Hainaut. Les distances de 100 à 150 m devraient être considérées comme judicieuses.

Le tableau ci-dessous présente les chiffres de consommation spécifique d'énergie pour l'année 1953 :

²⁾ Il faut entendre ici principalement les « Services improductifs » tels que transport dans les voies d'abatage, dans les voies principales, entre étages, entretien des installations, etc.

	Vapeur par tonne nette	Air comprimé basse pression en m ³ aspirés par tonne nette	Courant électrique par tonne nette
Charbonnages Belges	90 kg	350	46,8 kWh
Levant		473,9	81,2 kWh
Ouest de Mons	64 kg	237,7	63,6 kWh
Hainaut	66 kg	355,3	63,5 kWh

Il en résulte que la consommation spécifique d'air comprimé basse pression est faible dans les charbonnages de l'Ouest de Mons (nombreux dressants).

Les Charbonnages Belges et du Hainaut ont des besoins moyens tandis que les charbonnages du Levant ont une consommation spécifique importante.

La consommation de courant est relativement élevée dans les 4 charbonnages, les charbonnages du Levant venant en tête et Charbonnages Belges ayant la consommation la plus basse.

C. Programme de rationalisation des quatre charbonnages.

Au cours de l'année 1949 les quatre charbonnages ont établi des programmes de rationalisation (« programme de rééquipement ») qui ont déjà été réalisés entretemps en tranches plus ou moins avancées et qui seront terminés d'ici 1960 environ, les uns totalement, les autres quant à leur premier objectif (à étendre ultérieurement dans certains cas).

Les programmes de rationalisation prévoient essentiellement les mesures suivantes :

- 1) Une certaine concentration des sièges d'extraction, avec fermeture de certaines mines non rentables et regroupement de l'extraction sur les sièges restants, à l'exception des charbonnages du Hainaut dont les trois sièges actuels doivent rester en exploitation.
- 2) Accroissement de l'extraction par extension correspondante de la capacité des sièges restés en activité ainsi que par le développement de nouveaux sièges (en certains endroits).
- 3) Extension de la capacité et modernisation des installations de préparation du charbon.
- 4) Modernisation de l'équipement technique des services du fond et du jour (surtout électrification des machines d'extraction et mesures diverses de modernisation des dispositifs d'extraction des puits; meilleur équipement technique des recettes du jour, accrochages et circulation des berlines, mécanisation et électrification du fond).
- 5) Meilleure utilisation des charbons extraits et notamment des bas-produits.

Les objectifs visés sont l'accroissement de l'extraction et du rendement et, par conséquent, l'abaissement des prix de revient par tonne de charbon, d'une part, et, d'autre part, l'amélioration des recettes.

Bien entendu, les programmes des charbonnages varient dans leurs caractéristiques techniques.

Dans les *Charbonnages Belges*, par exemple, toutes les mesures de planification précitées jouent un rôle plus ou moins important. Les points

principaux du programme sont la concentration des nombreux petits sièges actuels et le regroupement (encore plus poussé) des installations de préparation du charbon et des services des terrils.

Dans les *Charbonnages du Levant*, le point central du programme est le développement du nouveau siège 15, la concentration des sièges avec fermeture de certaines petites fosses et la modernisation ainsi que l'extension de la capacité des installations de préparation des charbons.

Dans les *Charbonnages de l'Ouest de Mons*, les principaux objectifs qu'il faut citer sont l'extension de la capacité des installations actuelles (surtout de Sentinelle-Alliance), la prochaine mise en exploitation du nouveau puits Ferrand, la fermeture de la petite mine Machine à Feu (rattachement du champ d'exploitation au siège St-Antoine), la rationalisation du siège Ste-Catherine (arrêté temporairement et à remettre prochainement en exploitation), ainsi que l'adjonction d'une installation de flottation au lavoir central actuel.

Pour être complet, il convient de mentionner encore qu'Ouest de Mons envisage d'installer ultérieurement (après 1960 et donc en dehors du programme de rationalisation plus étroit actuellement en cours) un nouveau siège, dont l'extraction sera de 1 400 t par jour, au nord du champ minier. Contrairement aux mines actuelles, situées assez à l'étroit dans la partie sud-est du champ minier, et dont l'abatage est limité au Massif du Borinage avec ses couches de charbon gras, le nouveau siège extraira du Massif en Place du charbon demi-gras.

Dans les *Charbonnages du Hainaut*, la modernisation du siège Tertre est déjà terminée en grande partie (équipement du puits principal avec machine d'extraction électrique Koepe et dispositif d'extraction par skips). En outre, le programme de rationalisation comporte encore un grand nombre de projets plus ou moins importants, tels que approfondissement des puits principaux des trois mines, ouverture de nouveaux étages, rénovation technique des services du fond et modernisation ou extension des installations de surface des trois sièges (production d'air comprimé à basse pression, distribution d'énergie, ateliers, lampisteries, bains-douches, circuits de roulage d'Hautrage et d'Espérance, électrification des machines d'extraction des deux puits principaux d'Espérance, etc.) *Les principaux travaux envisagés au jour* consistent surtout à aligner les capacités — très insuffisantes — des trois installations de préparation du charbon sur les capacités d'extraction des puits, avec modernisation simultanée des triages-lavoirs. En outre, chacun des trois ateliers de préparation sera doté d'une installation de flottation.

Si l'on s'en tient aux principaux chiffres de l'exploitation qui doivent être atteints *après l'exécution* des programmes sus-mentionnés des sociétés, on parvient aux résultats suivants :

Tableau 15.

Sociétés	Hauteurs d'étages	
	actuellement	prévues au programme
Charbonnages Belges .	Massif du Bor. 50-90 m Massif de Gris. 50-70 m	Massif du Bor. 63-95 m Massif de Gris. 50-70 m
Levant	50-100 m	100 m
Ouest de Mons . . .	67 m (moyenne)	74 m (moyenne)
Hainaut	115-140 m (par endroits 65-85 m)	environ 150 m

Tableau 16.

*Extraction nette des sièges après réalisation des programmes
en comparaison des chiffres de l'année 1953.*

Société et sièges	Extraction nette en 1953 t/j	Après réalisation des programmes		Extraction nette moyenne des sièges	
		siège	extraction nette (t/j)	en 1953 (t/j)	après réalisation des progr. (t/j)
<i>Charb. Belges</i>					
Crachet	738	Crachet	1 000		
3 Gr. Trait	636	3 Gr. Trait	700		
10 Gris.	316	10 Gris.	400		
1 Escouff.	199				
7 Escouff.	450	7 Escouff.	1 000		
5 Hornu-W.	578				
8 Hornu-W.	262	8 Hornu-W. ¹⁾	1 000		
4 Hornu-W.	145				
Total	3 324		4 100	415	820
<i>Levant</i>					
Puits 14	516	Puits 15	1 850		
Puits 17	603				
Héribus	1 131	Héribus	1 200		
Puits 28	470				
Nord	481	Nord ²⁾	800		
Total	3 201		3 850	640	1 280
<i>Ouest de Mons</i>					
Sent. All.	1 271	Sent. All.	1 400		
St-Antoine	485	St-Antoine - M. à feu	600		
Mach. à Feu	192	Ste-Catherine	400		
Ferrand	454	Ferrand	600		
Total	2 402		3 000³⁾	600	750
<i>Hainaut</i>					
Hautrage	867	Hautrage	1 000		
Espérance	970	Espérance	1 150		
Tertre	1 282	Tertre	1 600		
Total	3 119		3 750	1 040	1 250
Total général	12 046	Moyenne générale	14 700	600	980

¹⁾ A compter de 1962-63 il ne restera plus que 4 sièges (fermeture du puits 10 Grisœuil).

²⁾ A compter de 1960 l'extraction sera assurée, selon les programmes, par les sièges 14, Nord, Héribus et le nouveau siège 15 à développer jusqu'à cette date. Une variante à ce programme prévoit cependant la fermeture préalable du puits 14, de telle sorte qu'il ne resterait plus que 3 sièges (voir ci-dessus).

³⁾ L'extraction totale de ces 4 sièges d'Ouest de Mons doit être portée ultérieurement à 5 500-3 600 tonnes par jour. En conséquence Ouest de Mons atteindra à long terme, compte tenu de l'extraction du siège à installer au nord du champ minier, soit 1 400 tonnes par jour (voir p. 20), un chiffre approximatif de 5 000 tonnes par jour.

En 1953, pour l'ensemble des vingt sièges en exploitation avec au total 12 046 t/j on a une moyenne de 600 t/j par siège.

Après la réalisation des programmes, les quinze sièges encore en activité, avec au total 14 700 t/j, donneront une moyenne de 980 t/j par siège.

Le tableau ci-après, qui reprend les principales données des tableaux précédents, contient des indications sur les rendements fond ainsi que les rendements totaux fond et jour à obtenir après la réalisation du programme de rationalisation, en regard des chiffres de rendement de 1953 :

au fond, avec réalisation du programme de rationalisation, non plus que sur le développement successif du rendement fond depuis le rendement à veine, jusqu'au rendement quartier et au rendement fond total, auxquels il faut s'attendre à partir de l'achèvement de ces programmes.

D. Avis sur les programmes de rationalisation des quatre charbonnages.

Propositions de la Commission d'Experts.

Les chiffres d'exploitation à atteindre dans les sièges devant rester en activité et auxquels, ainsi

Tableau 17.

Sociétés	Charbonn. Belges	Levant	Ouest de Mons	Hainaut	Total ou moyenne des 4 Sociétés
<i>Nombre de sièges d'exploitation</i>					
1953	8	5	4	3	20
après réalis. du programme	4	3	4	3	15
<i>Extraction journalière moyenne par siège</i>					
1953 t/j	410	640	600	1 040	600
après réalis. du progr. t/j	820	1 280	750	1 250	980
extract. supplémentaire après réalis. du progr.	100 %	100 %	25 %	20,2 %	63,5 %
<i>Rendement fond (ensemble des Sociétés)</i>					
1953 kg	893	967	999	1 016	967
après réalis. du progr. kg	1 050	1 078	1 080	1 170	1 093
augmentation du rendement fond après réalis. du progr.	17,6 %	11,5 %	8,1 %	15,3 %	13,0 %
<i>Rendement total fond et jour (ensemble des Sociétés)</i>					
1953 kg	615	680	704	781	699
après réalis. du progr. kg	776	825	780	922	828
augmentation du rendement total fond et jour après réalis. du progr.	26,2 %	21,3 %	10,8 %	18,1 %	18,5 %
<i>Nombre de postes par 1 000 t au fond</i>					
1953	1 120	1 035	1 000	984	1 036
après réalis. du progr.	953	930	928	855	915
postes économisés après réalis. du programme	167 = 15 %	105 = 10,3 %	72 = 7,2 %	129 = 13,1 %	121 = 11,7 %
<i>Nombre de postes par 1 000 t fond et jour</i>					
1953	1 627	1 472	1 420	1 282	1 430
après réalis. du programme	1 290	1 215	1 282	1 088	1 210
postes économisés après réalis. du programme	340 = 21 %	257 = 17,5 %	138 = 9,7 %	194 = 15,1 %	280 = 15,4 %

Les Sociétés n'ont pas fourni de précisions sur les concentrations d'exploitation au fond, éventuellement envisagées, avec accroissement correspondant de l'extraction spécifique des chantiers ou tailles, ni sur la répartition probable des postes

qu'il a déjà été précisé, les parties restantes des mines à fermer seront partiellement rattachées, semblent avoir été calculés de façon modérée. Comme chiffres futurs d'extraction — après réalisation des programmes — ont été établies des pré-

visions de 980 t/j (1960) et 1 050 t/j (1962-63) en moyenne.

Sont au-dessus de ces valeurs moyennes les Charbonnages du Levant et du Hainaut avec 1 280 et 1 250 t par siège prévues respectivement, tandis que les Charbonnages Belges et de l'Ouest de Mons sont *au-dessous* avec 820 et 750 t par siège, respectivement.

Toutefois, des résultats importants seraient précisément obtenus par la concentration radicale, aussi poussée que possible, des nombreuses petites mines actuelles en unités plus importantes et rentables, réduites au plus petit nombre possible. Ce n'est que par une concentration réelle, se traduisant par des résultats tangibles, des sièges d'extraction — abstraction faite pour le moment de toutes les autres mesures éventuelles de modernisation et de rationalisation — que l'on économisera un nombre important de postes et que l'on obtiendra un rendement d'autant plus accru (avec diminution des frais de main-d'œuvre et des charges sociales par tonne de charbon). Des économies en résulteront également dans les frais fixes et les dépenses de matériel (énergie, équipement).

Les enquêtes effectuées dans un grand bassin houiller de l'Europe occidentale au cours de l'année 1952 et pour lesquelles les sièges de ce bassin sont classés par chiffre d'extraction journalière, ont été réunis en groupes d'exploitation suivant les ordres de grandeur, semblent présenter à cet égard un intérêt particulier. A cette occasion la gradation ci-après a été déterminée en ce qui concerne les rendements et les autres facteurs agissant sur les prix de revient :

Groüpes d'exploitation par ordre de grandeur. Extraction journalière moyenne par groupe t/j par siège d'extraction	Nombre de sièges par groupe	Rendement fond en kg
1 493	16	1 256
2 151	16	1 449
2 765 ¹⁾	10	1 449
3 122	12	1 604
3 776	12	1 684
5 087	6	1 717
	Moyenne	1 515

¹⁾ Pour les groupes de 2 151 t/j et 2 765 t/j on a néanmoins les mêmes chiffres de rendement. Il semble qu'il s'agisse là d'un point critique pour la modification des ordres de grandeur résultant apparemment de la modification de structure de l'exploitation. Une augmentation du rendement ne pourra être obtenue pour ces ordres de grandeur que lorsqu'un nouveau stade plus favorable aura été atteint dans la capacité de production.

Il va de soi que cet accroissement rapide du rendement du fond au fur et à mesure qu'augmente l'extraction moyenne journalière des sièges de chaque groupe *n'est pas seulement dû* à l'accroissement de l'importance de ces sièges. D'autres facteurs, naturels et propres à l'entreprise, jouent un rôle décisif. Il est frappant, néanmoins, de voir le rendement augmenter de pair avec l'extraction journalière.

Ceci n'est donc pas un résultat accidentel obtenu dans un petit nombre de sièges, mais un chiffre moyen obtenu par un grand nombre de mines appartenant à un groupe. C'est ici que se traduit le fait qu'étant donné un certain effectif de fond, une certaine partie du personnel, tels service de l'accrochage, entretien des puits, transport principal au fond, entretien des galeries principales, etc., n'augmente pas proportionnellement à l'extraction alors que le reste du personnel, en taille par exemple, augmente en général proportionnellement²⁾.

Il y a lieu de remarquer que d'après le tableau ci-dessus, la plus forte augmentation de rendement se présente lorsque l'on passe du plus petit groupe avec 1 493 t/j au groupe immédiatement supérieur avec 2 151 t/j. L'accroissement de rendement est presque de 200 kg, soit 15,4 %.

Pour le *rendement total fond et jour*, des enquêtes analogues ont été effectuées et les séries caractéristiques suivantes ont été obtenues :

Groüpes d'exploitation par ordre de grandeur Extraction journalière moyenne par groupe t/j	Rendement global Fond et jour ³⁾ kg
1 493	857
2 151	1 045
3 898	1 153
5 087	1 320

³⁾ Rapporté à l'effectif mineurs.

On constate ici également une très forte augmentation du rendement (en l'occurrence le ren-

²⁾ L'un des meilleurs ouvrages parus sur la question de l'interprétation des importances optima des sièges d'extraction aboutit à la même conclusion (Hillenhirichs, « De la structure et de la rentabilité de nouvelles installations minières dans le bassin de la Ruhr », Dissertation Bergakademie Clausthal 1932, thèse qui revêt encore aujourd'hui une importance fondamentale en ce qui concerne le problème des ordres de grandeur d'extraction des sièges les plus favorables). Il y est dit textuellement à la page 43 :

« Sur la base de la tonne nette extraite le nombre de journées prestées diminue avec un accroissement de l'extraction, alors que le rendement par ouvrier et par poste effectué augmente... »
 « Un moindre besoin en journées prestées offre plusieurs avantages pour une nouvelle installation minière. Il diminue — sur la base d'une extraction nette de 1 000 tonnes (note du rédacteur) — non seulement les dépenses de salaire mais également les dépenses relatives aux distributions gratuites de charbon aux ouvriers, les charges sociales, les impôts et la part du service administratif. Il permet en outre (toujours pour une extraction nette de 1 000 t) de réduire la durée de la translation du personnel et, ainsi, une meilleure utilisation de la durée des postes. »
 « Toutes les installations prévues pour les travailleurs, telles que bains-douches et lampisterie, peuvent être de dimensions plus réduites et, par conséquent, être édifiées et entretenues à un moindre prix. Un autre avantage important est que, le chiffre des effectifs diminuant, il devient plus simple et moins onéreux d'assurer le logement des ouvriers : la diminution du nombre des habitations mises par l'entreprise à la disposition de ses ouvriers entraîne une réduction des frais d'investissement et d'entretien de la cité ouvrière. Ces faits montrent que les sièges importants ont, en raison de leurs faibles besoins en postes, un avantage économique considérable sur les sièges de plus faible ampleur. »

Hillenhirichs prouve également qu'une diminution des dépenses de matériel pour 1 000 tonnes d'extraction nette accompagne un accroissement de l'importance des sièges d'extraction (voir p. 49 de son ouvrage).

dement global fond et jour) lorsqu'on passe du groupe le plus petit au groupe immédiatement supérieur. L'accroissement atteint même ici 22 % !

Comme autre facteur caractéristique on a calculé la *consommation d'énergie* par groupe d'exploitation, en convertissant uniformément en kWh les diverses catégories d'énergie : vapeur, courant et air comprimé.

L'échelle obtenue est la suivante :

Groupes d'exploitation par ordre de grandeur Extraction en t/j	Consommation d'énergie (Vapeur, courant, air comprimé basse pression étant convertis en kWh)
	kWh-t
803	149,9
1 133	161,6
1 323	126,1
1 767	111,7
2 055	101,3
2 902	112,0
3 554	110,3
3 982	131,3
4 869	97,5
7 136	73,0

On aperçoit nettement la tendance décroissante à mesure que les dimensions de l'exploitation augmentent. Si l'on considère la consommation spécifique d'énergie d'un groupe à l'autre, on observe que les accroissements et les diminutions alternent. Cette irrégularité s'explique par la structure de l'exploitation, ainsi que par le degré de mécanisation. *Dans l'ensemble*, toutefois, il y a lieu de signaler un recul très marqué de la consommation d'énergie par tonne nette, lorsque l'on passe du groupe le plus petit au groupe le plus important.

I. Mesures de concentration des exploitations.

a) Concentration plus importante des sièges.

Le premier pas qui est le plus important à faire dans le cadre du programme de renouvellement des charbonnages considérés ici doit donc consister, en somme, à faire assurer l'extraction, à l'avenir, par des unités aussi peu nombreuses que possible, qu'il faudra étendre largement à cet effet suivant l'importance de l'exploitation.

Il conviendra néanmoins de tenir compte à cet égard du fait que l'on se trouve parfois en présence de champs miniers ou d'horizons exceptionnellement grisouteux. Une extraction *trop concentrée* par unité dégagerait donc des quantités trop importantes de grisou, ce qui entraînerait nécessairement une certaine déconcentration au fond, donc une extension corrélatrice trop importante de l'exploitation. D'autre part, aucun doute ne peut subsister quant au fait que l'intensité actuelle d'exploitation des champs qui n'est que de 80 t nettes par km² en moyenne (voir tableau 5, p. 12) peut être largement dépassée. Dès à présent, on atteint par endroits des épuisements de l'ordre de 150 t par km², même dans des sièges caracté-

risés par de fortes émanations de grisou. Un aérage organisé méthodiquement avec une division systématique en temps voulu du courant d'air frais en courants partiels qui doivent être maintenus séparés nettement les uns des autres, et avec, en même temps, l'utilisation comme puits de retour d'air, des nombreux puits disponibles, permettra de maintenir dans une proportion suffisamment réduite le grisou contenu dans l'air de retour, même dans le cas d'une extraction journalière assez élevée par siège.

Il devrait donc être possible d'arriver en moyenne à des ordres de grandeur d'au moins 1 500-1 800 t par jour dans chaque siège, ce qui signifierait que la production totale future des quatre sociétés — 14 700 t/j — pourrait être assurée par 9 sièges seulement au lieu des 15 sièges d'extraction projetés par les sociétés mêmes. Chacune des 9 mines produirait journalièrement en moyenne *2/3 de plus* que chacun des 15 sièges restant au terme du programme de rationalisation des sociétés qui n'extraient que 980 t/j. La Commission d'experts propose que les sociétés Charbonnages Belges, Levant et Ouest de Mons, fassent extraire après réalisation des programmes, les tonnages prévus par 2 sièges, au total donc 6 sièges, au lieu des 12 sièges envisagés.

Au Hainaut, en raison des conditions particulières, la Commission se déclare d'accord pour le maintien des trois sièges existants — la production globale devant simultanément être portée de 3 119 t/j (en 1953) à 3 750 t/j (en 1959). Si, dans cette entreprise l'on veut concentrer la production sur deux sièges seulement, il faudrait fermer soit « Hautrage », soit « Espérance ». (Le siège de Tertre qui se trouve sensiblement au milieu de l'exploitation entre Hautrage et Espérance a été, récemment, largement modernisé et demeure le principal siège d'extraction.)

La fermeture d'*Hautrage* dont les réserves représentent environ 25 millions de tonnes de charbon, signifierait pratiquement son abandon définitif étant donné que le gisement d'*Hautrage* est séparé de celui de Tertre par une large zone de dérangeant avec danger de venue d'eau importante éventuellement et ne peut donc être exploité à partir de ce siège.

En ce qui concerne *Espérance*, l'étage à exploiter à l'avenir est l'étage 800 m. Le siège voisin de Tertre extrait son charbon à un niveau notablement plus élevé (actuellement à 460 m et après épuisement de ses réserves à 600 m). *Espérance* ne peut donc pas être non plus exploitée en l'état actuel à partir de Tertre. D'autre part, il ne semble pas souhaitable de fermer l'*Espérance* pendant une période certainement supérieure à 20 ans jusqu'à ce que l'exploitation de Tertre ait atteint la profondeur de 800 m, étant donné que les conditions géologiques du futur niveau de 800 m de l'*Espérance* s'avèrent particulièrement favorables et que le Hainaut espère augmenter son rendement et sa rentabilité grâce à l'exploitation de ce niveau par ledit siège.

En résumé, dans le cas du Hainaut, d'importantes raisons militent en faveur du maintien des trois sièges.

b) *Concentration de l'exploitation au fond.*

Un regroupement clair et radical des exploitations au fond tend aux mêmes fins que la concentration plus poussée de l'ensemble des sièges qui est proposée, à savoir l'amélioration de la rentabilité des exploitations par un accroissement du rendement, une meilleure utilisation des installations par la suppression des temps morts, la limitation des travaux improductifs en faveur des travaux productifs. Dans les conditions actuelles, il convient de citer à cet égard quatre points principaux :

1) *Concentration au niveau*, c'est-à-dire épuisement rapide — le cas échéant fermeture — des « ramassages » tels qu'ils sont exploités encore à l'heure actuelle dans plusieurs sièges, à plusieurs étages au-dessus de l'étage proprement dit d'exploitation.

2) *Concentration au niveau organisée* de telle façon que l'abatage soit également concentré dans l'espace autant que le permettent les conditions de dégazage (extraire le plus grand tonnage possible de charbon sur un espace réduit).

3) *Adoption de plus grandes distances entre étages*. Les distances verticales prévues pour l'avenir, d'environ 60 à 90 m (tableau 15, p. 21) dans certains charbonnages sont également trop faibles. Les réserves de charbon ainsi ouvertes dans la tranche exploitée entre les deux étages sont trop peu importantes; le traçage d'un nouvel étage plus profond doit être commencé à trop bref délai. Les distances de 100 à 150 m entre les étages, qui sont d'ailleurs prévues par les Charbonnages du Levant et du Hainaut, semblent également judicieuses pour les deux autres Charbonnages.

4) *Développement de tailles d'abatage plus importantes* par allongement des longueurs de la taille et accroissement de l'avancement journalier (pour les valeurs actuelles, voir tableau 6, p. 13). Le cas échéant adoption plus généralisée de l'abatage sur 2 postes.

De bonnes possibilités se présentent surtout à cet égard dans les plateures qui, comme on l'a déjà dit, sont largement prédominantes (à l'heure actuelle, 75 % de l'extraction proviennent de plateures) et qui resteront la majorité des cas à l'avenir. La prévision d'un accroissement possible de l'extraction spécifique des chantiers en plateures pour porter celle-ci en moyenne de 133 t par

jour (tableau 6, p. 13) à 170 ou 190 t/j ne semble pas devoir être considérée comme exagérée. Le nombre des chantiers serait ainsi réduit de plus de 1/4 pour une production totale égale. Dans des cas particuliers, surtout pour la pose du soutènement métallique et la mise en place des convoyeurs à double chaîne, c'est-à-dire d'un matériel de taille onéreux qui doit être utilisé de ce fait dans les meilleures conditions ou dans le cas d'une mécanisation complète — l'extraction journalière en taille doit augmenter considérablement encore par rapport à la moyenne précitée. Un nombre plus réduit de voies d'abatage, par conséquent une réduction des travaux à l'avancement de ces voies et à l'entretien des galeries, des simplifications et des réductions dans le circuit de roulage, une économie de matériel et d'énergie, ainsi qu'une meilleure utilisation de l'équipement, tels sont les avantages que présente l'adoption de chantiers d'abatage plus importants. Le nombre des postes improductifs cèdera la place à celui des postes productifs. Le rendement en sera d'autant accru.

Néanmoins, il n'est pas facile de dire dans quelle mesure les rendements fond seront améliorés grâce à la concentration proposée des chantiers d'abatage, car il s'agit d'une opération complexe (amélioration du rendement dans la taille même, économie de postes à l'avancement des voies d'abatage, à l'entretien, au roulage, etc.) D'après l'expérience acquise dans le bassin de la Ruhr, au cours des années 1926 à 1936, en quintuplant l'extraction spécifique dans les tailles en plateures, on a pu porter le rendement total fond de 1 374 kg à 2 200 kg, ce qui correspond à un accroissement de 60 %. D'autres causes d'ailleurs ont contribué à cet accroissement, telles que la concentration des sièges, la fermeture d'un grand nombre des mines non rentables et une certaine sélection du personnel qui a conduit entre 1930 et 1940 à la formation d'un personnel stable et expérimenté de première classe.

Dans le bassin houiller du Nord de la France (Nord et Pas-de-Calais) on a travaillé méthodiquement surtout depuis 1946 à la concentration des exploitations au fond et au jour. A cet égard, l'extraction spécifique par taille a pu être portée de 40 t/j environ (1946) à environ 100 t/j à l'heure actuelle.

Le nombre des sièges a été ramené grâce à des mesures de concentration de 111 en 1938 à 89 au début de 1954. Au cours des futurs stades des programmes le nombre des puits doit être réduit à 70 tout d'abord, et finalement à 48, conjointement avec un léger accroissement de la production globale du Bassin. Le rendement dans le Bassin du Nord de la France s'est développé comme suit :

Tableau 18.

	Rendement fond		Rendement total fond et jour	
	kg	Accroissement de rendement par rapport à 1938 en %	kg	Accroissement de rendement par rapport à 1938 en %
1936	1 246		836	
1937	1 146		793	
1938	1 136		792	
1 ^{er} trimestre 1954 .	1 338	17,8 %	885	11,7 % ¹⁾
Mai 1954	1 355	19,3 %	886	11,9 %
Juin 1954	1 347	18,6 %	881	11,2 %

¹⁾ Si en dépit de la concentration des sièges, l'accroissement du rendement total fond et jour n'a pas marché de pair avec le pourcentage d'accroissement du rendement fond, ceci doit être attribué au fait qu'après la guerre — contrairement à la coutume d'avant-guerre — des postes d'entrepreneurs ont été inclus dans les postes du jour. En outre, le fait que les industries annexes se sont considérablement étendues par rapport à l'avant-guerre joue ici également un rôle.

Outre les mesures de concentration proprement dites, une contribution décisive à ces améliorations de rendement a également été fournie par d'autres facteurs tels qu'une rénovation technique poussée des exploitations ainsi que la formation d'un personnel fond stable et digne de confiance.

Dans le cas présent, où l'on peut tabler en moyenne sur un accroissement de production par chantier de 25 à 45 % sur la valeur moyenne réalisée jusqu'ici, une augmentation du rendement fond de 2 à 3 % devrait être possible — en se fondant sur ce seul critère — si l'on tire des déductions prudentes des valeurs ci-dessus fournies par l'expérience²⁾.

5) Il convient enfin d'attirer l'attention sur un autre point. Les mesures de concentration mentionnées ci-avant aux chiffres 1 à 4 exigent pour leur bonne exécution un traçage rationnel des travaux préparatoires, notamment du niveau principal, avec répartition appropriée des quartiers (qu'il convient de calculer suffisamment grands). A cet égard les travaux préparatoires doivent toujours précéder suffisamment l'abatage, afin de pouvoir maintenir constante et le cas échéant d'accroître l'extraction, pouvoir effectuer l'abatage conformément au programme,

²⁾ Il convient de faire observer dans cet ordre d'idées que les considérations faites sur les divers critères d'accroissement des rendements portent uniformément, tout d'abord, sur l'ensemble des quatre charbonnages. Les conclusions particulières concernant chacun des charbonnages seront précisées par la suite compte tenu de leur situation sur le plan géologique et sur le plan de l'exploitation. Il faut en outre souligner qu'à côté de la méthode adoptée ci-dessus consistant à tirer des conclusions plus générales concernant les accroissements possibles de rendement, sur la base des données de l'expérience des autres bassins, on adoptera également l'autre méthode consistant à déterminer les accroissements de rendement par l'étude des possibilités effectives d'économie de postes, grâce aux mesures diverses de rationalisation, telles que concentration des exploitations du fond et du jour, amélioration technique, etc. La comparaison des résultats des deux méthodes choisies ici permettra de contrôler efficacement les chiffres d'accroissement obtenus par l'un ou l'autre moyen.

rendre possible éventuellement un certain choix entre les veines (voir chapitre c ci-après), pouvoir créer un équilibre entre l'abatage des bonnes veines et de celles moins bonnes.

Si l'on se fonde sur ces règles fondamentales de la technique minière, on constate qu'en général les travaux préparatoires sont en retard dans les sociétés, à l'exception d'Ouest de Mons. Ainsi qu'il est exposé à la page ..., les mines vivent au jour le jour en ce qui concerne l'exploitation des veines, sans pouvoir prendre des dispositions dans le sens ci-dessus en prévision de l'avenir. C'est pourquoi il convient de considérer comme une nécessité urgente le rattrapage rapide et ininterrompu des retards existants dans les travaux préparatoires. Les sociétés ont établi des données plus précises sur l'ampleur de ce travail de rattrapage et les effets de celui-ci, sur le développement du rendement et des coûts. Les valeurs correspondantes ont été incorporées dans les calculs de coûts basés sur les propositions de rationalisation de la Commission d'experts (voir tableaux, annexes 17 à 20).

c) Mesures de rationalisation dites négatives.

Il s'agit en premier lieu de l'abandon déjà mentionné des restes de panneaux éloignés ou exploités à des étages différents, dans la mesure où leur défilage n'est pas rentable ou lorsque la fermeture de ces chantiers éloignés libérerait de la main-d'œuvre et du matériel pour leur emploi concentré et plus payant à l'étage principal, ce qui est presque toujours le cas. Chaque charbonnage où des travaux ainsi éparpillés (ramassages) sont exécutés à des étages autres que l'étage principal, devrait établir un compte de rentabilité pour déterminer les économies qui résulteraient de l'abandon de ces travaux éloignés au point de vue des postes et du matériel.

Fait également partie des mesures négatives de rationalisation, l'abandon des panneaux ou des

veines dont les conditions géologiques sont difficiles et ne permettent pas une exploitation rentable.

Il convient enfin de citer dans cet ordre d'idées la renonciation à l'exploitation des veines ayant une teneur excessive en stériles, lorsque d'autres conditions favorables — par exemple un très bon gisement, permettant d'obtenir un fort tonnage d'extraction journalière en taille et de grandes longueurs de chassage — ne justifient pas l'exploitation. L'objectif visé ici est d'améliorer le rapport net sur brut actuellement défavorable, de 52 à 57 % (tableau 3, p. 9) pour le porter au moins à 60 %.

On estime que les mesures visées en *c* offrent la possibilité d'augmenter de l'ordre de 10 à 12 % le rendement fond.

La réalisation de la rationalisation négative proposée ici entraînera il est vrai l'abandon de réserves considérables de charbon qui jusqu'ici étaient normalement exploitées par les sociétés. D'après les calculs des entreprises — le pourcentage est différent dans les diverses sociétés — il faudrait renoncer en moyenne à environ 20 % du charbon existant. Théoriquement les réserves globales de 800 millions de tonnes indiquées au tableau 2, page 8, diminueraient en conséquence de 160 millions de tonnes. Etant donné que le chiffre des réserves de 800 millions de tonnes a été calculé très prudemment par les sociétés (voir remarque 7 p. 8) les déductions à opérer effectivement sont inférieures au tonnage ci-dessus¹⁾. Etant donné l'importance des réserves de charbon existantes qui peuvent assurer une production correspondant aux objectifs des charbonnages pendant encore presque deux siècles, les tonnages de réserves à déduire n'entrent pratiquement pas en ligne de compte. Il faut penser en outre que la substance à abandonner est constituée par des veines qui, sur la base de critères miniers normaux, doivent être considérées comme ne méritant pas d'être exploitées. Ce qui importe en fin de compte essentiellement pour les quatre sociétés, c'est d'éliminer leurs pertes actuelles, parfois très importantes. La rationalisation négative examinée ci-dessus offre précisément à cet égard une possibilité pratique réellement prometteuse.

Une autre conséquence à laquelle aboutit nécessairement la rationalisation négative est une intensification momentanée des travaux préparatoires (qui s'ajoutent au rattrapage susmentionné des nombreux retards existant dans ces travaux) afin qu'en temps utile de nouvelles possibilités d'abatage soient découvertes pour remplacer le gisement auquel il faudra renoncer. Il est également tenu compte de ces nécessités dans les tableaux des programmes (annexes 17 à 20), qui fournissent des indications sur le développement des rendements et des coûts en cas de réalisation

¹⁾ La seule exception est Hainaut pour lequel seule une marge de sécurité de 10 % a été déduite du chiffre obtenu dans le calcul de réserves de charbon. Il convient ici, en cas d'abandon futur des mauvaises veines, de déduire effectivement des 100 millions de tonnes de réserve un montant de 15 à 20 millions de tonnes.

des propositions de rationalisation de la Commission d'experts.

II. Mesures techniques d'amélioration.

La structure technique des services du fond ne laisse pas à désirer dans l'ensemble. Les dispositifs des accrochages et des recettes, les sections des galeries principales et des voies de taille, le soutènement des voies, les transports dans les galeries principales, etc., sont d'un bon niveau technique. L'alimentation en énergie au fond (courant, air comprimé) est partout largement dimensionnée, et parfois même dans les tailles éloignées du chantier, on a encore des pressions d'air comprimé de l'ordre de 5 atmosphères.

Dans certains secteurs des possibilités d'amélioration se présentent néanmoins; elles sont énumérées ci-après :

1) En plateure, adoption plus générale de la *mécanisation partielle de l'abatage* (convoyeurs à double chaîne, tailles à front dégagé); essais plus poussés que jusqu'ici pour la mécanisation totale (introduction du rabot à charbon). Autant que possible adoption de l'abatage sur deux postes pour mieux utiliser les tailles et les moyens d'exploitation.

Il convient naturellement de considérer à cet égard que les installations de taille onéreuses, telles que les convoyeurs à double chaîne et le soutènement métallique, pour pouvoir être rentables, exigent une extraction journalière élevée par taille, c'est-à-dire de grands avancements journaliers et d'importantes longueurs de taille. Adoption plus généralisée du foudroyage (le cas échéant, emploi du remblayage pneumatique) et contrôle systématique du toit par pose du soutènement métallique seul autant que possible (pas de bèles en bois! en outre, placer les étançons de façon assez dense, et poser les bèles en temps voulu); telles sont les mesures qui faciliteront l'obtention d'avancements journaliers importants à l'abatage et qui donneront ainsi des tonnages suffisants d'extraction par chantier. Il existe certainement dans ce domaine pas mal de possibilités pratiques.

Toutefois dans une partie des veines l'avancement journalier à l'abatage se trouve limité à 1,20-1,30 m par jour, en raison du risque du dégagement instantané de grisou. Mais ce serait là aussi une amélioration sensible par rapport à la vitesse d'abatage actuelle dans les plateures, qui est de 1,05 m par jour en moyenne seulement. En outre, d'après les expériences faites dans le Borinage, une généralisation du foudroyage conduirait à un dégazage plus rapide et naturel des veines. D'autre part, il convient de conseiller l'intensification et l'organisation systématique de la récupération du grisou (déjà réalisées en partie) d'autant plus que l'on tirerait du gaz libéré du fond, des recettes certes modestes mais qui ne seraient pas à dédaigner.

La présence de failles dans les veines ne peut pas être considérée comme un obstacle décisif à une *mécanisation partielle* (convoyeurs à double

chaîne, soutènement métallique en porte-à-faux de la taille) car le convoyeur à double chaîne aide précisément à vaincre les difficultés résultant des dénivellations dans la taille provoquées par les dérangements tectoniques.

Mais il convient de reconnaître qu'une mécanisation *complète* de l'abatage est empêchée par des failles importantes. D'autre part, les veines dépilées sont nettement prédestinées, en raison de leur faible puissance, de la présence prépondérante de charbon tendre et de plateaux dans la grande majorité des chantiers, à une mécanisation totale par l'introduction de rabots à charbon ou des rabots-scrapers, c'est-à-dire par une méthode d'abatage par rabotage qui n'est tenue à aucun rythme fixe et qui, on le sait, permet de grands avancements journaliers ainsi que l'extraction d'un tonnage spécifique important en taille. En conséquence, dans les cas où la possibilité se présente d'atteindre de plus grandes longueurs de chassage (quelques centaines de mètres) et lorsque les conditions du toit le permettent, il conviendrait de s'efforcer à tout prix de procéder à l'emploi du rabot ou du rabot-scrapers.

Là où l'abatage sur front dégagé, et par conséquent l'introduction d'une mécanisation partielle ou totale de l'abatage d'après des procédés modernes, se heurtent à des difficultés géologiques (toit ou mur défectueux, pression trop élevée ou poussée des terrains) et là où il faut donc travailler avec une rangée fixe d'étauçons au front d'attaque, on peut cependant utiliser le convoyeur à chaînes latérales à raclettes dont les avantages techniques sont nombreux — mode de construction surbaissé, fonctionnement très sûr et de bon rendement même en pendage nul et pour un mur ondulé, facilité de surmonter les accidents de couches, etc. Dans la plupart des cas on recourt à des convoyeurs à chaînes latérales à raclettes de type plus léger et réversible.

Enfin il importe de mentionner un convoyeur de taille simple et relativement peu onéreux convenant aux plateaux et dont l'emploi permet en outre d'augmenter les rendements à l'abatage, à savoir le *convoyeur de taille à brin inférieur porteur*, dont l'utilisation est particulièrement indiquée dans les veines minces.

2) Dans certains charbonnages, le *remblayage partiel par fausses voies* est relativement répandu (Levant, Hainaut, Ouest de Mons). L'exploitation par fausses voies exige, plus que toutes les autres formes de remblayage, le plus grand nombre de postes par 1 000 tonnes de charbon. Le passage plus généralisé, déjà mentionné, au foudroyage ou au remblayage pneumatique pourrait se traduire ici par une économie sensible de postes.

3) Dans les cas où de grandes tailles peuvent être développées en plateaux avec d'importants tonnages d'extraction journalière, emploi plus généralisé dans les voies d'abatage de convoyeurs à bandes (convoyeurs continus) avantageux et donnant un bon rendement dans ces cas.

4) Dans les tailles où les dégagements de poussière sont importants, procéder à l'injection d'eau

dans le massif (l'injection d'eau dans le massif est déjà en usage par endroits). Dans le cas de hautes températures, des installations de climatisation sont à établir sous certaines conditions.

5) Mécanisation des points de chargements fixes.

En outre, faciliter le travail de chargement aux points de chargement au pied de la taille dans les voies de déblocage du charbon ainsi que l'avancement même des galeries en maintenant une avance suffisante de la voie sur le front de taille. Ici également la mécanisation du chargement des berlines est nécessaire. Pour les chargements sur les convoyeurs de voies, intercaler des chargeuses à râcloir (pour protéger les bandes et ne pas devoir les allonger trop souvent).

6) Dans les semi-dressants, introduction de convoyeurs-ralentisseurs au lieu du système de freinage du charbon employé aujourd'hui, par endroits, à l'aide de barrages composés de buttes de bois. Avantages du convoyeur-ralentisseur : faible formation de poussières, meilleure conservation du calibre des charbons, possibilité de développer de longs fronts d'abatage.

7) En dressant, dans la mesure où l'exploitation par groupes est possible, on a, dans certaines conditions, la possibilité de regrouper davantage l'exploitation et d'augmenter en conséquence le rendement en employant le transport continu et rapide des remblais en galeries selon un procédé moderne (stockage des remblais, transport des remblais jusqu'à la taille à l'aide de convoyeurs curvilignes, conduites de remblayage pneumatique ou berlines à grande capacité avec culbutage latéral ou fond ouvrant). Lorsque l'amenée des remblais s'effectue normalement (comme cela a été fait jusqu'ici d'une manière générale) par les berlines, augmenter le rendement du culbutage des remblais.

8) La concentration prévue des sièges dont les tonnages d'extraction journalière sont beaucoup plus importants, et qui ont éventuellement des circuits de roulage plus longs au fond, exige des transports d'un grand rendement dans les voies principales. Prévoir à cet effet, le cas échéant, des rails à profil renforcé ainsi qu'une meilleure assise de la voie. Remplacer uniformément par des berlines de plus grande capacité les petites berlines encore employées par endroits à l'heure actuelle (625 litres pour les berlines des Charbonnages Belges, 690 litres pour les berlines du siège Hautrage des Charbonnages du Hainaut) sans parler des berlines de capacité moyenne.

9) De plus, dans le cas d'une concentration plus poussée de l'extraction sur un petit nombre de sièges, prévoir éventuellement de plus grandes sections pour les galeries principales, en vue d'un meilleur passage de l'air frais, dans les panneaux exploités dans le Massif de Grisœuil, fortement grisouteux.

10) Avec l'adoption de plus grandes distances entre étages, prévoir l'emploi des bures au lieu des plans inclinés en veine ou au rocher généralement utilisés aujourd'hui. Les bures sont d'un

meilleur rendement, et nécessitent moins d'entretien.

11) Mécaniser les travaux d'avancement des galeries ! (recourir plus qu'auparavant aux chargeuses; en outre, employer des dispositifs de forage mécanique dans les galeries au rocher).

E. Propositions particulières.

La première suggestion à formuler ici est la suivante :

Pour harmoniser les mesures de rationalisation examinées plus haut, notamment en ce qui concerne les services du fond (organisation simple et claire des installations du fond, concentration radicale des exploitations, mécanisation totale ou partielle de l'abatage, mécanisation des travaux d'avancement des galeries, etc.), avec les conditions géologiques existantes, en vue d'obtenir les meilleurs résultats pratiques, il est nécessaire de prévoir une *division de planification et d'études minières* pour assister la direction technique des charbonnages. Cette division spéciale doit être placée directement sous l'autorité du directeur-gérant ou de l'ingénieur en chef. Ce dernier assigne à la division de planification les tâches qu'elle doit accomplir, examine les solutions proposées et veille à leur réalisation pratique. La division de planification et d'études minières doit travailler en collaboration étroite avec le directeur des travaux et le conseiller régulièrement sur toutes les questions techniques qui se posent. En se libérant de la tâche spéciale de la planification et de l'organisation complète des nouvelles installations, le directeur des travaux peut ainsi s'occuper davantage de la surveillance des travaux pratiques de l'exploitation.

Une autre proposition particulière concerne plus spécialement les *Charbonnages du Levant*. La ville de Mons se trouve presque au centre de la concession de ces charbonnages. La surface occupée par la ville de Mons n'a pas encore été concédée. En outre, autour de l'agglomération de la ville il faut laisser en place un îlot de protection large de 400 m. Cet important îlot de charbon laissé jusqu'ici intact et qui occupe une superficie de près de 2 km², fait obstacle, telle une épine dans la main, à la libre organisation et au développement de l'exploitation dans le panneau des Charbonnages du Levant. En outre, ces charbonnages perdent ainsi 30 millions de tonnes de réserves exploitables dans des veines qui n'ont pas encore été attaquées sur toute leur puissance et se trouvent situées à 300 ou 400 m de profondeur seulement. Nous ne voyons pas pourquoi le massif situé sous la ville de Mons doit être totalement laissé intact, alors que dans les autres bassins miniers de la Belgique même comme dans ceux des pays voisins, on procède généralement à l'exploitation, même sous les villes plus importantes et aussi moins importantes que la ville de Mons (« exploitation harmonieuse », pour maintenir au minimum les dégâts miniers, remblayage complet, limitation de l'exploitation aux meilleures veines).

F. Conclusions tirées des propositions formulées à la section D concernant les possibilités d'accroissement des rendements fond dans chacun des quatre charbonnages.

La question pratique la plus importante qui se pose est celle de savoir dans quelle mesure les propositions de rationalisation contenues dans la section D (voir pp. 22-29) — concentration des exploitations au fond et au jour, rationalisation « négative », mesures techniques d'amélioration — produiront leurs effets dans chaque cas eu égard à la situation géologique particulière et la structure actuelle de l'exploitation de chacun des quatre charbonnages. Pour l'étude de cette question, on précisera tout d'abord brièvement les caractéristiques de chacun de ces charbonnages :

1) *Charbonnages Belges* : Présence caractéristique de nombreux petits sièges isolés. En conséquence, la concentration radicale proposée en vue de l'extraction sur deux unités seulement, donnerait un fort accroissement du rendement. Une autre caractéristique est l'exploitation éparpillée par endroits, sur plusieurs étages; par ailleurs, une extraction moyenne par chantier du fond très réduite, ainsi qu'un classement fréquent des veines en troisième catégorie, en ce qui concerne la grisométrie, ce qui a pour effet d'imposer des limites aux dimensions des chantiers d'abatage.

2) *Levant* : Ici également, la concentration radicale proposée de l'extraction sur deux sièges seulement de plus grandes dimensions contribuera à réduire considérablement les postes (amélioration du rendement). Les Charbonnages du Levant exploitent en très grande partie des plateures. C'est pourquoi il apparaît possible d'augmenter sensiblement l'extraction spécifique par taille. S'il était possible de procéder à l'abatage de la partie vierge du massif situé sous la ville de Mons, on pourrait ainsi beaucoup plus facilement prévoir des dimensions plus larges pour les travaux préparatoires (ossature) du fond, et l'on pourrait conduire l'exploitation avec beaucoup plus de liberté.

3) *Ouest de Mons* : Ces charbonnages extraient près de 70 % de leur production de semi-dressants et de dressants et ont aujourd'hui des tailles de dimensions importantes (voir tableau 5, p. 12), mais leur extraction est disséminée sur de nombreux petits sièges (chiffre moyen d'extraction par siège en 1953 : 600 t/j seulement); l'abatage est parfois également réparti sur plusieurs étages.

4) *Hainaut* : Ces charbonnages ont les plus grands sièges d'extraction ainsi que le chiffre le plus élevé d'extraction spécifique par taille en plateures (188 t/j). Etant donné cependant qu'il s'agit presque partout de gisements plats et généralement réguliers, et qu'en outre, aucune difficulté ne se présente au point de vue des dégagements de grisou, l'extraction moyenne journalière par taille pourrait être portée bien au-dessus du chiffre précité.

Compte tenu des caractéristiques brièvement exposées ci-dessus, pour chaque charbonnage, on

s'est efforcé de tirer les conclusions ci-après sur les *possibilités d'accroissement des rendements fond*, à la lumière des différents critères relatifs à la rationalisation de l'exploitation, qui ont été étudiés en détail à la section D sur la base des propositions de la Commission d'experts. Bien qu'il ne soit pas possible en fait d'établir une distinction nette entre les résultats — au point de vue de l'accroissement des rendement — des diverses mesures de rationalisation prises sur le plan technique ou sur le plan de l'exploitation,

certaines de ces mesures, telles que la concentration de l'exploitation au fond et la rationalisation négative, ou la concentration de l'exploitation et les perfectionnements techniques, se chevauchant, il semble néanmoins indiqué de procéder à une évaluation à part, afin de déterminer aussi exactement que possible l'accroissement total de rendement ainsi réalisable.

On peut en déduire les chiffres suivants quant aux possibilités d'amélioration des rendements fond :

Tableau 19.

	Charbonnages Belges	Levant	Ouest de Mons	Hainaut
Rendement fond 1953	893 kg	967 kg	999 kg	1 016 kg
<i>Accroissement de rendement :</i>				
1) concentration des sièges en grandes unités	4 %	3 %	4 %	1 % ¹⁾
2) concentration des chantiers au fond . .	3 %	2,5 %	1 %	6 % ²⁾
3) rationalisation négative	12 %	10 %	10 %	10 %
4) perfectionnements techniques	8 %	8 %	6 %	6 %
Accroissement total du rendement	27 %	23,5 %	21 %	23 %
Rendement fond après rationalisation suivant 1) à 4)	1 130 kg	1 190 kg	1 210 kg	1 252 kg
Nombre de postes nécessaires pour 1 000 t au fond :				
a) 1953	1 120	1 035	1 000	984
b) après rationalisation suivant 1) à 4) . .	886	840	827	799
Postes économisés b) par rapport à a) par 1 000 t au fond	234	195	173	185
(Postes économisés d'après les programmes de rationalisation des charbonnages)	(167)	(105)	(72)	(129)

¹⁾ Les sièges existants subsistent (voir justification pp. 24/25), seule l'extraction est accrue (en tout de 20 %).

²⁾ Il est également tenu compte du passage à des conditions de veine et de gisement considérablement plus favorables à partir du début de l'abatage à l'étage de 800 m d'Espérance.

G. Possibilité de réduction des postes du jour.

La première des mesures de rationalisation proposées par la Commission d'experts, à savoir la concentration radicale de l'extraction sur un nombre de sièges le plus réduit possible, se traduira avant tout par une réduction notable des postes du jour. La mesure dans laquelle le nombre de postes effectués au jour, pour les services miniers

du jour proprement dits (préparation du charbon, chargement, terrils, transport dans l'entreprise, ateliers, centrale thermique, services du carreau, etc.) peut être réduit, a été vérifiée par les sociétés elles-mêmes à l'aide de propositions de la Commission. Par rapport au nombre actuel de postes effectués au jour, il en résulte les nouveaux chiffres ou possibilités de réduction ci-après :

Tableau 20.
Nombre de postes nécessaires au jour.

	1953 postes/1 000 t	Après concentration des sièges suivant proposition de la Commission d'Experts postes/1 000 t	Réduction postes/1 000 t
		(entre parenthèses, chiffres d'après les programmes de rationalisation des charbonnages)	
Charbonnages Belges . . .	507	240 (337)	267 (170)
Levant	437	242 (285)	195 (152)
Ouest de Mons	420	240 (354)	180 (66)
Hainaut	298	230 (232)	68 (66)

H. Récapitulation
des données les plus importantes.

Si l'on met encore une fois en évidence les séries de chiffres les plus importants, le développement de la production et du rendement dans

les quatre sociétés, à savoir, d'une part, sur la base du programme de rationalisation des sociétés elles-mêmes et, d'autre part, sur la base des propositions de la Commission d'Experts, on obtient les chiffres suivants :

Tableau 21.

	Charbonnages Belges	Levant	Ouest de Mons	Hainaut
<i>Product. journalière marchande</i> 1953 t/j	3 324	3 201	2 402	3 119
après réalisat. du progr.				
a) progr. des mines t/j	4 100	3 850	3 000	3 750
b) proposition de la Commission t/j	4 100	3 850	3 000	3 750
<i>Rendement fond</i> 1953 kg	893	967	999	1 016
après réalisat. du progr.				
a) progr. des mines kg	1 050	1 078	1 080	1 170
b) proposition de la Commission kg	1 130	1 190	1 210	1 252
c) rendement suppl. de b par rap. à a	80 kg = 7,6 %	112 kg = 10,4 %	130 kg = 12,0 %	82 kg = 7,0 %
<i>Rendement total fond et jour</i> 1953 kg	615	680	704	781
après réalisat. du progr.				
a) progr. des mines kg.	776	825	780	922
b) propositions de la Commission kg	890	924	938	972
c) rendement suppl. de d) par rap. à a	114 kg = 14,7 %	99 kg = 12 %	158 kg = 20,3 %	50 kg = 5,4 %

PARTIE ECONOMIQUE

Les conditions techniques exposées ci-dessus se répercutent sur le plan financier, c'est-à-dire sur les dépenses et sur les recettes. La situation économique actuelle des Sociétés a été caractérisée en recourant aux résultats de l'année 1953, le développement futur faisant l'objet de deux programmes prévisionnels correspondant respectivement aux propositions techniques des Sociétés et à la proposition faite par la Commission.

Les différents calculs ont été établis de telle façon que les résultats obtenus font, d'une part, abstraction des frais de rémunération des capitaux mais tiennent compte des intérêts comptables et, d'autre part, reprennent dans les calculs amortissements et intérêts comptables.

Pour des raisons que l'on précisera plus tard, on a renoncé à faire apparaître un service des capitaux. Le premier calcul est une confrontation des recettes et des dépenses et présente avant tout un intérêt financier, car il détermine le déficit ou l'excédent effectif. Le second calcul est, du fait de l'inclusion des amortissements, un compte des dépenses et des recettes, qui permet d'établir les résultats économiques (perte ou bénéfice). Ces deux calculs sont importants pour l'exploitation du rapport, d'autant plus que les avis peuvent différer sur le montant des amortissements.

A. La situation économique actuelle des Sociétés.

I. Compte des recettes sans service des capitaux, les intérêts comptables étant cependant compris.

a) Coûts.

Les chiffres des prix de revient pour 1953 reproduits ci-après ont été calculés tant en ce qui concerne leur valeur que leur composition conformément aux principes brièvement exposés dans la partie introductive du rapport (cf. pp. 3 et suiv.) Ils ne comprennent toutefois aucun amortissement ou autre décompte d'investissement (rééquipement). Seuls les intérêts comptables ont été inclus dans le calcul. Les coûts ainsi obtenus sont les suivants pour les différentes sociétés :

En ce qui concerne Ouest de Mons, deux calculs ont été effectués, l'un incorporant et l'autre excluant les dépenses encourues en 1953 pour les travaux actuellement en cours du siège Ste-Catherine. Il s'agit de l'ouverture du niveau 1 060-993 m dont l'exploitation doit commencer après son achèvement en 1955. Ces dépenses représentent pour 1953 une charge exceptionnelle qui diminuera sensiblement par la suite et disparaîtra complètement à partir de 1955. C'est pourquoi il nous a semblé justifié et approprié de les mettre particulièrement en évidence. Par prudence, on a pris, comme base des autres calculs, le montant des coûts y compris ceux afférant à Ste-Catherine, d'autant plus que la direction de la société estimait qu'il faudrait compter à l'avenir avec des projets de la même importance.

Les coûts de revient du Hainaut comprennent les installations de Hautrage, Espérance et Tertre alors qu'il n'a pas été tenu compte dans le calcul du siège Grand Hornu fermé le 31-10-1953. Il en résulte une diminution de coût de 12 FB par rapport au résultat constaté pour 1953 par la Société, diminution qui s'explique sans difficultés si l'on considère que les installations mises progressivement hors de service travaillent toujours avec des coûts plus élevés. En outre, les chiffres ci-dessous ne tiennent pas compte des postes chômés institués par la Société, ce qui a entraîné une nouvelle diminution du coût de revient de 5 FB par tonne.

Les chiffres relatifs aux deux autres sociétés — Charbonnages Belges et Levant — correspondent aux chiffres de la comptabilité de ces entreprises.

Le tableau ci-dessous montre que les Charbonnages Belges sont de beaucoup l'entreprise la moins rentable. Leur prix de revient est supérieur de 227 FB à celui du Hainaut qui, des quatre sociétés, a le prix de revient le plus bas. Entre le Hainaut et l'Ouest de Mons la différence des prix de revient est relativement minime si l'on ne tient pas compte pour ce dernier des dépenses extraordinaires engagées pour le siège de Ste-Catherine. Le Levant occupe une place intermédiaire entre les deux meilleures sociétés et les Charbonnages

	Charbonnages Belges		Levant		Ouest de Mons				Hainaut	
	F/t	%	F/t	%	avec Ste-Catherine		sans		F/t	%
Frais de main-d'œuvre	577	64	505	65	490	67	476	68	444	66
Frais de matériel et d'énergie	257	29	218	28	197	27	186	26	188	28
Dégâts miniers	25	3	15	2	11	2	11	2	6	1
Frais administratifs et industriels et frais de vente	41	4	37	5	32	4	31	4	35	5
	900	100	775	100	730	100	704	100	673	100
Intérêt comptable	10		9		3		3		10	
	910		784		733		707		683	
Coûts afférents à Ste-Catherine					(26)					

Belges. Ce tableau répond aux caractéristiques des sociétés développées dans la partie technique du mémoire en ce qui concerne la géologie des gisements ainsi que les conditions actuelles d'exploitation des entreprises.

Comparées entre elles, les structures des coûts des différentes sociétés correspondent presque exactement. Le pourcentage des dépenses de main-d'œuvre (64-68 %) et celui des dépenses de matériel et d'énergie (27-29 %) prouve que les mines considérées sont encore en pleine période de mécanisation et de concentration. La quote-part des salaires est en conséquence relativement élevée alors que celle du matériel est proportionnellement plus faible. Ces deux éléments du prix de revient ne manifestent pas d'autres particularités.

Les dépenses pour dégâts miniers, outre les dépenses courantes afférentes aux dégâts, comprennent également le montant forfaitaire de FB 1,60 à verser au « Fonds National de Garantie pour la Réparation des Dégâts Miniers » pour les dom-

de comparaison. Aucune différence notable n'est apparue à cet égard entre les différentes années.

Les dépenses administratives comprennent en premier lieu les salaires et les charges sociales afférentes, ainsi que les impôts, contributions, primes d'assurance et autres frais généraux d'administration. Les frais de vente comprennent surtout les traitements du personnel de vente, les frais de voyage ainsi que les redevances versées aux organisations de vente.

Les intérêts inscrits se rapportent au capital prêté par des tiers et faisant effectivement l'objet d'un service d'intérêt, déduction faite du montant des intérêts encaissés par les entreprises. Ils représentent donc les sommes additionnelles versées par les entreprises pour assurer le paiement des intérêts. Ces montants et la répartition du capital des sociétés sont fonction l'un de l'autre, cette répartition est indiquée ci-après en pourcentage pour les trois entreprises établissant un bilan indépendant:

	Levant %	Ouest de Mons %	Hainaut %
Capital propre	28	62	36
Capital provenant des tiers	72	38	64
Capital total	100	100	100

mages survenant après la fermeture des mines ou en cas d'insolvabilité des concessionnaires. Les provisions pour dégâts importants qui grèveraient les prix de revient de montants partiels correspondants ne sont pas entrés en ligne de compte dans le calcul. Elles ne jouent d'ailleurs aucun rôle en l'occurrence car les dégâts sont principalement des dégâts de bâtiments qui par eux-mêmes n'entraînent pas en général des dépenses très considérables et se produisent normalement avec une certaine régularité. Pour pouvoir apprécier le bien-fondé des montants portés en compte en 1953, les coûts des dégâts miniers des quatre dernières années ont été pris en considération à titre

La société qui a fait le moins appel aux capitaux étrangers doit verser les intérêts les plus faibles, tandis que les autres sociétés doivent assurer un service d'intérêts plus important en raison de la proportion supérieure des capitaux de cette nature qu'elles utilisent. Les Charbonnages Belges, en tant que Division de la Société anonyme John Cockerill, sont débités par cette dernière des dépenses afférentes au service des intérêts. Les montants n'ont pas été vérifiés.

b) Recettes.

Les recettes se décomposent ainsi qu'il est indiqué ci-après :

	Charbonnages Belges F/t	Levant F/t	Ouest de Mons F/t	Hainaut F/t
Recettes provenant du charbon ¹⁾	615	642	660	634
Autres recettes	5	2	3	2
Dividendes	4	1	3	2
Total ²⁾	624	645	666	634

1) Cf. page 35.

2) Y compris les 35 FB/t de rééquipement, non compris la péréquation.

Les recettes englobent les quantités écoulées, la consommation propre et les allocations gratuites; elles tiennent également compte des pertes à l'exportation et des ajustements de la carbonisation centrale et de l'Union des Centrales Electriques. L'hypothèse étant admise que la totalité de l'extraction a été écoulée, les quantités qui sont mises en stock sont considérées comme vendues.

Les différences entre les recettes des sociétés s'expliquent par la proportion différente des catégories gras B, gras A et demi-gras et des sortes de charbon (tout-venant, criblés et noix) qu'elles produisent. L'éventail des sortes extraites par les sociétés en 1953 ressort du tableau suivant :

les résultats du poste des recettes. Nous renvoyons également à ce sujet à la page 11 du rapport.

Les autres recettes englobent essentiellement les résultats de la gestion des maisons ouvrières — auxquels la perte subie par Hainaut doit être imputée — ainsi que les recettes provenant de la vente de grisou et d'autres produits.

Les recettes provenant de dividendes représentent les distributions effectuées en 1953 par la Carbonisation Centrale et l'Union des Centrales Electriques.

Les « autres recettes » et les dividendes encaissés ne jouent pas un grand rôle dans le calcul des

	Charbonnages Belges		Levant		Ouest de Mons		Hainaut	
	t	%	t	%	t	%	t	%
Criblés	59 318	6,5	50 312	5,7	70 648	10,2	33 538	3,5
60/80	2 860	0,3	—	—	17 119	2,5	—	—
50/80	—	—	6 794	0,8	—	—	—	—
30/60	43 387	4,8	—	—	—	—	35 892	3,7
25/60	—	—	—	—	46 239	6,7	—	—
30/50	—	—	64 047	7,2	—	—	—	—
20/30	36 783	4,0	61 062	6,9	—	—	—	—
18/30	—	—	—	—	39 729	5,8	41 344	4,3
10/20	55 672	6,1	110 699	12,4	—	—	—	—
10/18	—	—	—	—	—	—	85 312	8,8
5/10	10 796	1,2	26 282	3,0	—	—	420	—
Braissettes 8/25	—	—	—	—	97 477	14,2	—	—
Fines 0/10	362 087	39,7	249 884	28,1	—	—	417 232	43,4
Fines 1/2/8	—	—	—	—	218 813	31,8	—	—
Bruts 0/5	—	—	46 471	5,2	—	—	7 522	0,8
Bruts 0/2	91 632	10,0	135 536	15,2	—	—	246 130	25,6
Mixtes	145 417	16,0	76 756	8,6	80 270	11,6	41 467	4,4
Poussier brut	—	—	—	—	57 841	8,4	—	—
Schlamms	104 048	11,4	61 407	6,9	60 364	8,8	52 743	5,5
Total	912 000	100	889 250	100	688 500	100	961 600	100

Ce tableau montre que dans toutes les sociétés la proportion de fines, de mixtes, de poussières et de schlamms est très élevée. Elle est pour :

recettes. C'est pourquoi une amélioration ou une régression d'un de ces deux postes n'a guère d'importance dans le cadre des résultats généraux.

	% de fines lavées	% de mixtes poussières et schlamms	Total %
Charbonnages Belges	39,7	37,4	77,1
Levant	28,1	35,9	64,0
Ouest de Mons	31,8	28,8	60,6
Hainaut	43,4	36,3	79,7

Ce haut pourcentage de fines et de sortes de basse qualité conduit forcément à un faible total de recettes et influe donc de façon décisive sur

c) Résultats.

Les chiffres des coûts et des recettes, indiqués ci-dessous, permettent d'établir, pour chacune des sociétés, les résultats suivants :

	Charbonnages Belges F/t	Levant F/t	Ouest de Mons F/t	Hainaut F/t
Prix de revient	910	784	733 ¹⁾	683
Moins recettes provenant du charbon	615	642	660	634
Perte	295	142	73	49
Moins autres recettes et dividendes	9	3	6	0
Perte	286	139	67	49

¹⁾ Y compris les dépenses pour Sainte-Catherine.

Toutes les sociétés font apparaître des recettes qui ne couvrent pas les frais et même des pertes partiellement considérables. Ces pertes sont compensées, d'une part, par le prélèvement de péréquation de la Communauté, et, d'autre part, par les subventions accordées par l'Etat belge. Si l'on incorpore ces deux recettes supplémentaires, le tableau final des recettes de 1953 est le suivant :

l'attention sur les pertes élevées des Charbonnages Belges et de Levant. Le bilan de Ouest de Mons se solde par un excédent, mais il y a lieu de remarquer que cet excédent, comme pour les pertes des autres charbonnages, a été calculé sans les amortissements ni les charges d'intérêts du capital propre.

	Charbonnages Belges F/t	Levant F/t	Ouest de Mons F/t	Hainaut F/t
Pertes d'après le calcul précédent	286	139	67 ¹⁾	49
Moins prélèvement de péréquation	19	30	21	18
Perte	267	109	46	31
Moins subventions	139	26	60	—
Perte = —	—	—	—	—
Bénéfice = +	— 128	— 83	+ 14	— 31

¹⁾ Y compris les dépenses pour Ste-Catherine.

Malgré la péréquation et les subventions, seul Ouest de Mons a pu réaliser un faible excédent de 14 FB par tonne. Hainaut n'a reçu aucune subvention, si bien que son bilan est nécessairement moins favorable et qu'il ne peut pas être directement comparé avec celui des autres sociétés.

En valeur absolue, les pertes sont les suivantes :

Charbonnages Belges	117 millions de FB
Levant	74 millions de FB
Hainaut	27 millions de FB ²⁾

Par contre, l'excédent se monte pour Ouest de Mons à 10 millions de FB environ.

Un examen d'ensemble permet donc de constater qu'en ce qui concerne les Charbonnages Belges, Levant et Hainaut, les dépenses ne sont pas équilibrées par les recettes. Une telle situation est insupportable à la longue du point de vue de la rentabilité et de la liquidité des entreprises et met en danger l'existence même de celles-ci. Il convient à cet égard d'attirer particulièrement

II. Service des capitaux.

Un ensemble particulier de questions est posé pour le calcul des résultats nets par les charges financières qui accompagnent l'investissement de capitaux dans l'exploitation et qui se divisent en trois catégories :

- Amortissements,
- Intérêts,
- Risques.

Exception faite des intérêts sur le capital fourni par des tiers, il n'a pas été inclus d'autres frais de capitaux dans le calcul précédent — aucun amortissement en particulier. Mais il manque ainsi dans l'ensemble de chiffres reproduit jusqu'ici des éléments de coût qui représentent une fraction importante des coûts globaux étant donné la structure de l'industrie minière, branche industrielle exigeant des capitaux importants. D'autre part, les sociétés considérées sont des mines marginales pour lesquelles il y a lieu de se demander s'il convient de calculer des frais de capital — du moins dans leur totalité.

Les comptes des dépenses présentés par les sociétés comprenaient une provision pour investissements (rééquipement) s'élevant à 35 FB/t se rapportant au programme général de modernisation des mines belges. Cette provision sur laquelle

²⁾ Ces pertes ne couvrent pas les pertes du bilan. Ces dernières sont en partie beaucoup plus fortes car elles subissent l'effet des moins-values sur les stocks sur le carreau des mines ainsi que des dépenses et recettes extraordinaires. Des corrections de coût ont en outre été apportées dans le présent mémoire — pour Hainaut par exemple — ce qui a amélioré le résultat constaté ici.

les sociétés minières prélèvent, au fur et à mesure des affectations, les sommes nécessaires au développement et à la modernisation des installations s'inscrit dans le prix de vente. Néanmoins les besoins d'investissements (rééquipement) n'ont selon les principes régissant la gestion des entreprises rien à voir avec des considérations touchant le compte des dépenses; il s'agit au contraire ici d'une question relevant de la politique financière des entreprises. Il ne fait aucun doute que les sociétés devront, si l'affectation de leurs investissements est axée sur la rentabilité économique, dépenser au cours des prochaines années des sommes considérables pour lesquelles les ressources propres ne suffisent pas actuellement. Ces importantes questions feront l'objet d'une étude plus poussée dans la suite du présent rapport. Il suffit de remarquer ici que les investissements ne peuvent pas être considérés comme dépenses. C'est pourquoi notre calcul des dépenses n'a pas tenu compte du montant de 35 F/t.

C'est en considération de ces points de vue et des divers autres principes que la Commission a traité en détail la question du service de capitaux; les remarques avancées à cet égard ont abouti au résultat suivant :

a) Amortissements.

Les dépenses sporadiques encourues pour les objets d'équipement sont comptabilisées d'après leur usure (durée de vie constatée par l'expérience) grâce aux amortissements. Les amortissements traduisent ainsi une déperdition de valeur et constituent, étant répartis sur les prestations effectuées, un moyen de déterminer exactement les prix de revient. Si en conséquence l'amortissement est défini comme une catégorie de coût, cela signifie en même temps qu'il ne saurait pas, en aucun cas, servir au premier chef à accumuler des capitaux pour le remplacement des biens d'investissement consommés. La mobilisation de fonds pour les acquisitions futures ne ressortit pas au compte des dépenses. Il faut toutefois considérer, d'autre part, que le fait de ne pas calculer d'amortissements ou de calculer des amortissements trop faibles entraîne une déperdition continue de substance, qui n'est pas couverte par les coûts et par conséquent non plus par les prix. Aussi fondé que soit le point de vue selon lequel les amortissements à inclure dans le calcul des coûts n'ont pas en premier lieu pour objet de procurer les moyens de financement nécessaires au remplacement des biens d'équipement en cours d'utilisation, tout aussi erroné doit être le calcul des coûts qui, par suite de l'absence d'amortissements ou du calcul d'amortissements trop faibles a pour effet d'entraîner une déperdition continue de substance des avoirs. Si l'amortissement est calculé exactement d'après l'usure des biens d'équipement et est couvert en conséquence par les prix, il ne sert évidemment pas alors à accumuler des fonds pour le financement, mais son effet secondaire consiste à maintenir la substance des avoirs nécessaires à la capacité présente de rendement technique. Car les fonds libérés par l'amortisse-

ment ne sont peut-être pas conservés pour le remplacement ultérieur de l'objet d'équipement auquel l'amortissement s'applique spécialement, mais ils sont dans le processus normal de l'exploitation constamment reversés dans cette dernière, ce qui permet l'acquisition de biens correspondant en valeur à l'usure de l'équipement passée en compte au moyen de l'amortissement. L'amortissement sert ainsi à deux fins, d'une part, à déterminer exactement la déperdition de valeur dans le cadre du calcul des coûts et, d'autre part, à préserver la substance des avoirs.

Si l'on applique ces raisonnements au calcul que nous avons effectué jusqu'ici, il en résulte que par suite de l'absence d'amortissements la déperdition de valeur n'a pas suffisamment été relevée dans le calcul des coûts. Ceci n'est affecté en rien par le fait que les sociétés — exception faite d'Ouest de Mons — soldent déjà leur exercice par des pertes même sans amortissement et ne gagnent pas les sommes nécessaires aux amortissements. La perte ou le gain, qui sont seuls valables au point de vue de l'économie de l'exploitation, ne sont obtenus que si tous les coûts sont confrontés aux recettes. Les amortissements qui servent à comptabiliser la dépréciation des installations d'exploitation sont toutefois des *coûts* véritables, de telle sorte qu'ils doivent encore entrer dans notre calcul.

Mais également du point de vue de la conservation de la substance, il faut calculer des amortissements, car les installations existantes doivent être remplacées à la suite de leur usure, ce qui est l'objet secondaire des amortissements, ainsi que nous l'avons déjà dit. Ces acquisitions de remplacement n'ont rien à voir avec les programmes d'investissement pour les prochaines années, qui seront détaillés après. Ces derniers représentent essentiellement des besoins d'investissement supplémentaires visant spécialement à l'accroissement de la rentabilité. Mais il convient en outre de veiller à ce que soit assuré le renouvellement régulier des multiples autres biens d'équipement actuellement utilisés dans les services d'exploitation. Ce n'est qu'à condition de préserver la substance existante que la capacité de rendement technique de l'exploitation est assurée et que les objectifs techniques et économiques futurs sont réalisables.

Après avoir ainsi prouvé la nécessité de faire entrer les amortissements dans le bilan que nous devons présenter, nous devons examiner la question de la forme des amortissements. On distingue à cet égard :

- les amortissements du bilan,
- les amortissements comptables,
- les amortissements fiscaux.

On appelle amortissements du *bilan* ceux qui servent à ajuster les valeurs d'immobilisation figurant au bilan. Ceux-ci apparaissent simultanément comme dépenses dans le compte des profits et pertes, ils ont pour effet de diminuer le bénéfice ou d'augmenter les pertes dans le compte des résultats de l'année. Ils sont établis sur la base de

la valeur d'achat ou de la valeur résiduelle, une distinction devant être faite entre amortissements à taux constant et à taux dégressif.

Les amortissements *comptables* sont ceux qui sont retenus comme éléments de coût dans le calcul du prix de revient. D'après le principe de la conservation de la substance on retient ces derniers temps comme base d'amortissement la valeur du jour, c'est-à-dire la valeur d'acquisition des biens d'équipement en cours d'utilisation à la date du calcul des coûts. Le choix de cette valeur est fondé sur la considération qu'un prix n'est suffisant que lorsque les fonds provenant des recettes permettent le maintien de la capacité de production existante de l'exploitation. Mais si l'on calcule les amortissements au moyen de la valeur d'achat initiale, la perte de valeur résultant au cours de la période envisagée dans le compte n'apparaîtrait que partiellement dans les amortissements en cas d'augmentation des prix.

Les amortissements *fiscaux* ne sont pas en principe autre chose que les amortissements du bilan. Ce n'est que dans la pratique qu'apparaissent des différences qui portent en premier lieu sur le montant des taux d'amortissement. Les amortissements fiscaux ont par ailleurs pour objectif dans tous les pays — abstraction faite d'exceptions justifiées en matière économique prenant la forme d'amortissements exceptionnels — de déterminer la diminution de valeur effective sur la base de la durée d'utilisation habituelle dans l'exploitation.

Le but recherché détermine qu'elle est celle des trois formes d'amortissement qu'il y a lieu de retenir. Si les comptes que nous devons présenter devaient servir de base à des considérations en matière de politique des prix, seuls les amortissements comptables devraient être considérés. Mais comme notre tâche vise essentiellement à examiner le maintien et l'accroissement de la rentabilité des quatre sociétés, l'économie de l'exploitation justifie le recours aux amortissements du bilan, sous réserve que ceux-ci puissent être considérés comme des amortissements normaux dénués de considérations propres à l'entreprise, c'est-à-dire en premier lieu de considérations financières. La décision à prendre sur le choix de la forme d'amortissement a été encore facilitée en ce sens que les sociétés ne possédaient aucune donnée de base pour le calcul des amortissements comptables. Il est vrai qu'on prépare actuellement les données fondamentales concernant les amortissements comptables, en particulier les valeurs devant servir de base aux amortissements — valeur du jour ajustées — sur la base des directives du groupe de travail « Amortissements » du Comité d'études des producteurs de charbon d'Europe occidentale, mais ces travaux exigent encore beaucoup de temps, de telle sorte que l'on n'a pas pu avoir recours aux résultats de cette nouvelle réglementation dans le cadre du présent rapport.

En ce qui concerne les amortissements du bilan, il est important de noter qu'en Belgique il est permis d'omettre les amortissements au bilan lorsque la valeur vénale actuelle de la société dépasse

la valeur comptable indiquée au bilan. Il est d'ailleurs possible aux termes du droit belge de renoncer en partie ou en totalité aux amortissements du bilan dans les exercices déficitaires et de rattraper dans les années comportant un bénéfice les amortissements omis antérieurement. Dans ce sens, trois des sociétés considérées ne font apparaître aucun amortissement dans leurs bilans pour 1953, alors qu'Ouest de Mons n'a fait figurer dans ses comptes qu'un montant partiel. Aux fins de notre rapport, il y avait donc lieu de calculer indépendamment des indications du bilan les amortissements annuels normaux correspondant à la perte de valeur évaluée et à la durée de vie normale des différents éléments d'actif.

Les montants calculés à cet égard atteignent pour l'année 1953 dans les différentes sociétés par tonne de production marchande :

	FB/t
Charbonnages Belges	40,89
Levant	39,11
Ouest de Mons	46,99
Hainaut	35,34
<hr/>	
Moyenne des quatre sociétés	40,22

Les taux d'amortissement pris pour base de calcul oscillent suivant la nature des immobilisations entre 3 et 10 % et correspondent aux taux fiscalement reconnus. Les valeurs prises pour base des amortissements sont les valeurs du bilan, qui représentent en partie des valeurs d'acquisition, en partie des valeurs ajustées, ces dernières ayant été déterminées conformément aux dispositions d'application du 15 octobre 1947 relatives à l'article 3 de la loi du 20-8-1947.

Les bases d'amortissement sont donc virtuellement identiques pour les quatre sociétés, ce qui a abouti à une égalisation sensible des montants d'amortissement, qui ressort du tableau ci-dessus. L'écart entre Ouest de Mons et Hainaut s'explique surtout par la différence des activités d'investissement au cours des dernières années. On peut en outre constater que le montant des amortissements dans toutes les sociétés se situe dans les limites normales, de telle sorte que l'inclusion des amortissements calculés dans le compte définitif ne soulève aucune objection ni en ce qui concerne la méthode ni sur le plan matériel.

b) Intérêts et majorations de risques.

Les intérêts constituent la deuxième catégorie des frais de capitaux, une distinction devant être faite entre les deux notions suivantes :

1) Service du capital : rémunération du capital nécessaire à l'exploitation (capital propre et capital fourni par des tiers).

2) Intérêts comptables : dépenses d'intérêt effectivement encourues.

Le service du capital est la rémunération du capital fourni par l'ensemble de l'économie et affecté à l'entreprise particulière. Il est indifférent à cet égard de savoir qui a fourni le capital et sous

quelle forme. Le service du capital doit donc être calculé aussi bien sur le capital propre que sur le capital fourni par des tiers, la valeur à retenir devant être basée sur les valeurs résiduelles des biens d'équipement calculés à partir des valeurs du jour ajustées.

Contrairement au service du capital, les intérêts comptables portent sur le capital étranger qui doit effectivement être rémunéré, déduction faite des intérêts encaissés par les entreprises. Les intérêts comptables couvrent ainsi la différence constituée par les intérêts à verser par les entreprises.

Bien que ce chiffre ne représente pas le coût du capital proprement dit, son inclusion dans le calcul du coût est fondée en l'occurrence, car les quatre sociétés sont des entreprises qui, dans les conditions prévalant actuellement, n'ont aucune chance d'assurer elles-mêmes une rémunération du capital et qui au contraire soldent leurs exercices par des pertes considérables. Dans ces conditions la valeur du capital propre est actuellement égale à la valeur de liquidation moins les dettes et se rapprochera sensiblement de 0 ou même donnera une valeur négative. Cela signifie qu'à l'heure actuelle le capital propre investi doit être considéré dans une large mesure comme perdu, ne pouvant donc prétendre à aucune rémunération. Tel est le sort de toutes les entreprises non rentables.

La même raison exclut également l'inclusion du risque en tant que facteur de coût, qui autrement est compris dans le service du capital.

III. Compte de résultats, amortissement et intérêts comptables compris.

Sur la base des considérations qui précèdent, les amortissements normaux du bilan et les intérêts comptables doivent être inclus dans le compte des résultats en tant que frais des capitaux. Les intérêts comptables étant déjà compris dans le calcul effectué jusqu'à présent, il y a lieu uniquement d'ajouter les amortissements, ce qui donne le résultat suivant :

	Charbonnages Belges F/t	Levant F/t	Ouest de Mons F/t	Hainaut F/t
Pertes avant calcul des amortissements (voir p. 35)	286	139	67	49
plus amortissements (p. 37)	41	39	47	35
Pertes	327	178	114	84
moins péréquation CECA et subventions (p. 35)	158	56	81	18
Pertes	169	122	33	66

Ces chiffres représentent le résultat économique pour l'année 1953 et caractérisent la situation plus ou moins difficile des sociétés. Par rapport aux coûts globaux les pertes sont les suivantes :

	Compte non tenu du prélèvement de péréquation et des subventions %	Compte tenu de la péréquation et des subventions %
Charb. Belges	34,4	17,8
Levant	21,6	14,8
Ouest de Mons	14,6	4,2
Hainaut	11,7	9,2

Les Charbonnages Belges devraient en conséquence abaisser leur prix de revient de 34,4 % pour équilibrer leurs résultats sans les subventions et sans la péréquation. Ce pourcentage est plus faible en ce qui concerne les autres sociétés. Pour le Hainaut, il tombe à 11,7 % mais doit être considéré ici également comme un taux élevé.

Si l'on envisage ces taux sous l'angle du développement futur, il y a lieu toutefois de penser que les résultats peuvent être améliorés non seulement sur le plan des coûts mais également par des augmentations de recettes. Les possibilités qui s'offrent dans ces domaines apparaissent dans les programmes prévisionnels suivants.

B. Situation économique d'avenir des sociétés.

I. Remarque préliminaire.

La situation d'avenir des sociétés est exposée d'après deux programmes prévisionnels s'appuyant sur les mesures de rationalisation décrites aux chapitres C et D de la Partie Technique. Les données techniques qui y sont indiquées sont traduites ci-après en chiffres de dépenses et de recettes. Les chiffres de ces programmes contiennent donc uniquement les améliorations de recettes permises par les mesures prises sur le plan intérieur. Tous les éléments externes qui influent sur les dépenses et les recettes de l'entreprise ont été négligés. Il s'agit notamment des questions relatives au développe-

ment futur des prix, des salaires et du marché. Il a été admis, en ce qui concerne les salaires, qu'il n'y aura pas de modification dans le niveau ou la structure des tarifs ni dans les dépenses sociales ou

les durées de travail. En matière de prix, il a été admis que les prix du matériel ainsi que ceux du charbon resteront inchangés. Il n'a pas été tenu compte dans les calculs du rapprochement des prix du charbon belge de ceux du marché commun, dont l'alinéa 2a du § 26 de la Convention relative aux Dispositions Transitoires fait mention. Cet ensemble de problèmes sera étudié séparément en marge des calculs. Enfin, les programmes procèdent de l'hypothèse que le charbon extrait pourra régulièrement être écoulé et qu'il n'y a pas lieu de s'attendre à des accumulations de stocks sur le carreau ni à l'institution d'un chômage partiel.

Il a été nécessaire d'éliminer ces facteurs étrangers à l'entreprise pour préserver le calcul de toutes considérations spéculatives. Seule l'évolution d'avenir déterminera la mesure où ils influenceront sur le tableau des recettes. Néanmoins, les chiffres indiqués dans les programmes fixent la courbe des recettes escomptées pour l'avenir sur le plan intérieur, en tenant compte parallèlement de l'accroissement de la rentabilité que permettront les mesures de rationalisation. Les chiffres indiqués dans les programmes quant à l'évolution des dépenses et recettes ont été arrêtés en accord avec les sociétés d'après les principes énoncés à la partie B de la partie introduction, pages 4-5. Ils couvrent dans le temps la durée totale des programmes de rationalisation et s'arrêtent donc à des dates diverses. Tandis que Charbonnages Belges, Ouest de Mons et Hainaut auront terminé en 1959-1960 les pro-

grammes qu'ils ont élaborés, Levant ne conclut qu'en 1962.

Aux termes des propositions de la Commission, les mesures de rationalisation seront terminées en 1962 pour Charbonnages Belges, Levant et Ouest de Mons et en 1960 pour Hainaut.

En dehors du relevé des recettes, le calcul s'étend en outre aux besoins financiers afin de constater l'importance des fonds nécessaires à la mise en œuvre des mesures de rationalisation. Étant donné que les sociétés doivent procéder à des investissements considérables pour atteindre les objectifs de leur programme et clôtureront leurs exercices dans l'intervalle par des déficits, la question du financement prend une importance particulière pour l'appréciation définitive de la situation.

II. Programme prévisionnel s'appuyant sur les propositions de rationalisation des sociétés.

a) Calcul des recettes sans frais de capitaux, les intérêts comptables étant cependant compris.

Ce calcul a été établi séparément selon les années pour chaque société jusqu'à l'achèvement du programme de rationalisation et figure aux annexes 13 à 16 du rapport. Le calcul est fondé sur l'évolution probable de l'extraction et du rendement indiquée au chapitre C de la Partie Technique et aboutit en résumé aux résultats ci-après par confrontation avec les chiffres de 1953.

	Chiffres effectifs				Chiffres du programme					
	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t
Charbonnages Belges										
dépenses	910	893	860	845	816	800	790	772		
recettes	624	624	691	691	691	691	701	717		
résultats	-286	-269	-169	-154	-125	-109	-89	-55		
Levant										
dépenses	784	821	802	792	783	763	742	743	744	708
recettes	645	636	655	659	660	689	699	699	699	751
résultats	-139	-185	-147	-133	-123	-74	-43	-44	-45	+43
Ouest de Mons										
dépenses	733	719	703	699	689	684	678			
recettes	666	639	645	678	684	684	694			
résultats	-67	-80	-58	-21	-5	±0	+16			
Hainaut										
dépenses	683	683	679	673	670	652	638	630		
recettes	634	643	643	643	653	668	683	686		
résultats	-49	-40	-36	-30	-17	+16	+45	+56		

Il s'ensuit pour les années à venir des améliorations des résultats d'exploitation par rapport à 1953 pour toutes les sociétés, améliorations dues d'une part à des diminutions de dépenses, et d'autre part à des accroissements de recettes.

Les diminutions de dépenses s'expliquent principalement en fonction de la dégressivité des coûts découlant de l'accroissement de l'extraction et du rendement, laquelle agit surtout sur les frais de main-d'œuvre et de matériel et dans une mesure moindre, sur les frais d'administration et les frais généraux de l'entreprise. En face de ces diminutions des coûts, les intérêts dénotent une tendance nettement ascensionnelle. Cette circonstance est due à ce qu'il est supposé que les investissements qui seront nécessaires à l'avenir pour mettre en œuvre les programmes de rationalisation, chiffrés au total à :

	en millions de FB
Charbonnages Belges	328
Levant	552
Ouest de Mons	242
Hainaut	711

devront être financés par des fonds étrangers portant intérêt. Le taux d'intérêt a été chiffré à 4 % et représente un taux intermédiaire entre les crédits à intérêt réduit (fonds du Plan Marshall) et les crédits privés.

Les recettes procurées par le charbon sont calculées d'après les prix de vente actuellement en vigueur. Les augmentations de recettes retenues pour l'avenir proviennent principalement de la mise en service de nouveaux lavoirs et installations de flottation, les suppléments de frais qui en découlent partiellement ayant été immédiatement retranchés des augmentations de recettes. En outre, la généralisation du passage à l'exploitation de catégories de charbon permettant d'obtenir des prix plus avantageux, comme par exemple charbon demi-gras pour Levant, contribue à accroître les recettes. Enfin, le programme relatif aux recettes tient compte d'un écoulement intensifié des bas produits des quatre sociétés à destination de la centrale commune de Quaregnon, dont la puissance actuellement installée doit être augmentée de 120 000 kW. Ce n'est cependant qu'à partir de 1959 que l'on peut compter sur cette mesure tandis que les autres facteurs contribuant à gonfler les recettes prennent effet à court terme.

Le programme ne reprend parmi les autres recettes que les revenus provenant de la vente de produits accessoires (grisou, etc.). Les dividendes ainsi que les bénéfices et pertes provenant de la gestion des logements n'ont pas été pris en considération en raison des incertitudes et de l'insignifiance qui les caractérisent.

Le calcul des recettes ne comprend pas non plus les décomptes des remboursements effectués par la cokerie centrale de Tertre en faveur des quatre sociétés minières, en rémunération des importantes fournitures de charbon régulièrement assurées par ces sociétés. La Commission a expressément considéré comme justifié de n'en pas tenir compte, étant donné que ces remboursements semblent très incertains en raison de leur caractère aléatoire en face de la conjoncture actuelle ou prévisible pour un proche avenir et notamment aussi en raison d'une certaine tendance à la baisse du prix du coke. Pour être complet il ne faut cependant pas passer sous silence qu'au cours des six dernières années la cokerie centrale de Tertre a versé aux quatre sociétés minières des remboursements appréciables, à savoir :

pour Charbonnages Belges	16 FB/t
Levant	12 FB/t
Ouest de Mons	30 FB/t
Hainaut	5,5 FB/t

Si, à la suite de ces considérations expliquant brièvement les chiffres, nous passons à l'évolution future des recettes — telle qu'elle ressort du tableau qui précède — nous pouvons constater qu'à l'exception des Charbonnages Belges les autres sociétés réalisent un boni après achèvement du programme de rationalisation. Ce boni s'élève dans la phase terminale de la rationalisation :

pour Levant	43 FB/t en 1962
Ouest de Mons	16 FB/t en 1959
Hainaut	56 FB/t en 1960

tandis que les Charbonnages Belges continuent à enregistrer un déficit de 55 FB/t.

Pour Levant ce résultat positif n'est atteint qu'après une période de transition de 8 ans, tandis qu'Ouest de Mons et Hainaut rétablissent leur situation déficitaire dès 1958, donc après 4 ans. Cette circonstance et le niveau des pertes des différentes années prennent une importance financière et présentent également de l'intérêt au point de vue des effets de la péréquation. Les versements de péréquation sont accordés sur l'ensemble de l'extraction marchande des mines belges, mais ne sont pas répartis uniformément entre les sociétés minières. Ils bénéficient principalement aux charbons industriels dont le prix est moins avantageux et cela indépendamment de la situation des recettes des entreprises intéressées. Pour les sociétés minières les versements de péréquation à déduire des pertes figurant au tableau page 39 se chiffraient, en admettant les bases de la répartition actuelle, comme suit jusqu'en 1957 :

	Chiffres effectifs		Chiffres du programme		1957 FB/t
	1953 FB/t	1954 FB/t	1955 FB/t	1956 FB/t	
Charbonnages Belges					
Résultats d'après page 39	-286	-269	-169	-154	-125
Prélèvement de péréquation	19	22	25	17	8
	-267	-247	-144	-137	-117
Levant					
Résultats d'après page 39	-139	-185	-147	-133	-123
Prélèvement de péréquation	30	39	39	26	13
	-109	-146	-108	-107	-110
Ouest de Mons					
Résultats d'après page 39	-67	-80	-58	-21	-5
Prélèvement de péréquation	21	27	29	18	9
	-46	-53	-29	-3	+4
Hainaut					
Résultats d'après page 39	-49	-40	-36	-30	-17
Prélèvement de péréquation	18	26	26	19	11
	-31	-14	-10	-11	-6

Tandis que pour Ouest de Mons et Hainaut la péréquation ramène les pertes de 1954 à 1957 à des proportions raisonnables, les pertes initiales des deux autres sociétés sont si élevées que la péréquation n'apporte aucune aide notable.

En 1954 comme en 1953 les subventions contribuent à côté de la péréquation à diminuer les pertes. Au vu de la demande du 12 février 1954 du Gouvernement belge, la Haute Autorité a, par sa décision n° 5-54 du 18 mars 1954, approuvé au titre du § 26 de la Convention un système de paiements de compensation pour les Charbonnages Belges, Levant et Hainaut. La caisse instituée à cet effet, et qui est financée par un prélèvement sur les recettes des mines belges, est destinée à compenser la majeure partie des pertes. Le système de subventions ainsi établi comportait tout d'abord un délai jusqu'au 31-8-1954, mais a été entretemps étendu jusqu'au 31-10-1954. Pratiquement les pertes enregistrées jusqu'à cette date seraient couvertes à 93,5 %. Par contre, les pertes enregistrées pour novembre et décembre prennent plein effet. Un calcul sommaire fait apparaître pour 1954 des pertes globales restantes ci-après :

pour Charbonnages Belges	65 millions FB
Levant	30 millions FB
Hainaut	10 millions FB

Ouest de Mons n'a pas reçu de subvention, en sorte que les pertes de l'année 1954 doivent être en totalité prises en compte. L'équilibre ainsi rétabli, grâce aux subventions, n'est cependant important que pour les incidences financières. Dans une appréciation de la rentabilité des entreprises, les subventions doivent être laissées de côté. Si l'on

veut répondre à la question ainsi soulevée, il faut même conformément aux remarques énoncées au chapitre A II de la Partie Economique, inclure également les amortissements dans le calcul. C'est le prochain chapitre qui en rendra compte.

b) *Calcul du revenu net, amortissements et intérêts comptables compris.*

Si l'on tient compte des amortissements normaux figurant au bilan et néglige les subventions accordées pour 1954, on parvient aux résultats ci-après pour la période visée par le programme, les résultats effectifs pour 1953 figurant en regard aux fins de comparaison.

Ce tableau montre qu'aucune des sociétés n'est en mesure de gagner les sommes nécessaires aux amortissements après mise en œuvre du programme de rationalisation prévu par les sociétés. Tandis que Levant, Ouest de Mons et Hainaut se suivent relativement d'assez près avec des pertes variant de 12 à 38 FB/t, les Charbonnages Belges restent avec 104 FB/t relativement loin dans la phase terminale de la rationalisation.

c) *Besoins financiers.*

Les besoins financiers découlent :

- 1) des déficits à découvert après déduction des subventions accordées pour 1954,
- 2) des investissements projetés,
- 3) des renouvellements courants, dans la mesure où ils portent sur des équipements anciens et ne figurent pas au plan d'investissements,
- 4) des remboursements afférents aux crédits accordés.

	Chiffres effectifs		Chiffres du programme							
	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t
<i>Charbonnages Belges</i>										
résultats du tableau page 41 et annexe 13	-267	-247	-144	-137	-117	-109	-89	-55		
amortissements	41	47	50	54	51	50	50	49		
pertes	-308	-294	-194	-191	-168	-159	-139	-104		
<i>Levant</i>										
résultats du tableau page 41 et annexe 14	-109	-146	-108	-107	-110	-74	-43	-44	-45	-43
amortissements	39	50	55	60	65	66	64	66	69	63
pertes	-148	-196	-163	-167	-175	-140	-107	-110	-114	-20
<i>Ouest de Mons</i>										
résultats du tableau page 41 et annexe 15	-46	-53	-29	-3	+4	±0	+16			
amortissements	47	47	51	54	56	55	54			
pertes	-93	-100	-80	-57	-52	-55	-38			
<i>Hainaut</i>										
résultats du tableau page 41 et annexe 16	-31	-14	-10	-11	-6	+16	+45	+56		
amortissements	35	40	48	56	60	61	64	68		
pertes	-66	-54	-58	-67	-66	-45	-19	-12		

Les tableaux qui précèdent et les annexes 13 à 16 indiquent les déficits et les investissements.

Normalement les renouvellements courants doivent être permis par les amortissements — voir pages 35 et suiv. Etant donné cependant que conformément à notre calcul des sommes nécessaires à l'amortissement ne sont pas gagnées ou ne le sont qu'en partie, cette méthode n'est que très relative. Essentiellement, la seule possibilité qui reste ici également est celle d'une continuation du financement étranger. Du fait que le montant nécessaire aux renouvellements courants ne peut être exactement déterminé à l'avance, on s'est abstenu de mentionner des montants quelconques. Il convient cependant de signaler expressément que, compte tenu de ce point de vue, les tranches annuelles d'investissement et, par conséquent les besoins financiers, peuvent encore augmenter.

Les crédits accordés jusqu'ici aux Sociétés ainsi que les fonds restant à dépenser pour la réalisation des investissements devront être normalement remboursés à l'avenir. Du fait que les intérêts découlant de la fourniture de fonds étrangers figurent déjà au compte des dépenses sous le poste « intérêts étrangers », il ne reste plus pour le compte financier que la reprise des amortissements annuels (annuités, intérêts déduits). Les chiffres ci-après relatifs aux besoins financiers ne comprennent que les crédits accordés jusqu'ici aux sociétés et qui doivent être remboursés durant la période couverte par le présent rapport. D'après les renseignements qui nous ont été fournis, les montants annuels à dépenser à cet effet se chiffrent comme suit dans les différentes sociétés :

	Charbonnages Belges	Levant (en millions de FB)	Ouest de Mons	Hainaut
1955 - 1958	4 293	3 119	2 223	1 778
1958 - 1962	8 219	7 563	4 482	4 741

Il n'a pas été tenu compte des remboursements relatifs aux fonds à emprunter pour les investissements envisagés, du fait que les conditions de ces crédits — notamment les conditions d'amortissement — ne sont pas connues. Il serait préférable que l'on puisse ne commencer à rembourser ces fonds qu'après achèvement des opérations de rationalisation. A ce moment, les entreprises devraient, si les crédits étaient accordés pour 25 ans, fournir additionnellement les montants suivants :

	Montant des fonds investis en millions de FB	Tranches annuelles d'amortissement en millions de FB	FB/t
Charbonnages Belges	328	13	11
Levant	552	22	20
Ouest de Mons	242	10	11
Hainaut	711	28	25

Seuls les besoins financiers résultant des investissements ont été retenus dans le présent calcul de l'amortissement, la couverture des pertes enregistrées durant la période de rationalisation étant laissée de côté. Il a été supposé que la compensation des pertes se fera d'après d'autres méthodes financières.

Le programme financier des prochaines années s'établit comme suit, exception faite de l'amortissement des fonds correspondant aux besoins financiers d'avenir.

En vue de satisfaire ces besoins financiers, les sociétés ne disposent actuellement que de moyens très modestes, exclusivement destinés aux investissements de l'année 1954. Il s'agit en premier lieu de la deuxième tranche des crédits du plan Marshall ainsi que des fonds S.N.C.I. qui ont été promis.

d) *Effets escomptés.*

1) Les mesures de rationalisation projetées par les sociétés peuvent permettre de transformer en excédents les déficits constatés en 1953, à l'exception des Charbonnages Belges. Les excédents ne

suffisent pas néanmoins pour couvrir les amortissements normaux. En conséquence, une rentabilité suffisante des sociétés n'est pas non plus assurée dans l'avenir.

2) Les sociétés doivent au cours des prochaines années investir des fonds considérables qui ne peuvent être procurés que par le financement extérieur. Au moment de la rédaction du présent rapport les sommes disponibles étaient insignifiantes.

3) Les intérêts et amortissements à verser pour ces fonds peuvent être fournis — ainsi qu'il ressort du tableau ci-dessous — par les sociétés qui termineront sur un excédent après réalisation du programme de rationalisation.

Les bénéfices qui resteraient seraient disponibles pour les investissements. Toutefois, ce n'est le cas que pour Levant et Hainaut, mais les bénéfices indiqués ne représentent que 27 et 37 % respectivement des amortissements normaux.

Economiquement parlant, ce tableau est loin d'être satisfaisant. Les propositions de rationalisation faites par les sociétés n'aboutissent pas à une rentabilité suffisante des entreprises.

III. Programme prévisionnel d'après le programme de rationalisation proposé par la commission.

Etant donné que du point de vue de la méthode aucune différence n'a été faite dans le présent calcul avec les chiffres relevés dans les tableaux qui précèdent, nous pouvons essentiellement nous contenter de reproduire les résultats d'exploitation obtenus.

	Charb. Belges FB/t	Levant FB/t	Ouest de Mons FB/t	Hainaut FB/t
Résultats, amortissements exclus (voir page 39) au terme de la période de rationalisation	-55	+43	+16	+56
déduction faite du remboursement des crédits déjà obtenus et de ceux encore nécessaires d'après le programme d'investissements	18	26	16	31
	-73	+17	±0	+25

CHARBONNAGES BELGES						LEVANT					OUEST DE MONS					HAINAUT				
Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant		Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant	Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant	Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant
En millions de FB						en millions de FB					en millions de FB					en millions de FB				
1954	— 65	108	—	— 175	175	— 50	50	—	— 80	80	— 39	45	—	— 84	84	— 10	111	—	— 121	121
1955	— 139	84	4	— 227	400	— 88	115	5	— 206	286	— 22	74	2	— 98	182	— 10	146	2	— 158	279
1956	— 136	89	4	— 229	629	— 92	122	5	— 217	503	— 2	64	2	— 68	250	— 11	147	2	— 160	439
1957	— 129	47	4	— 180	809	— 99	110	5	— 212	715	+ 5	52	2	— 51	301	— 6	77	2	— 85	524
1958	— 124	—	5	— 129	938	— 70	70	5	— 145	858	± 0	7	5	— 10	511	+ 17	77	2	— 62	586
1959	— 102	—	8	— 110	1 048	— 45	14	7	— 64	922	+ 14	—	5	+ 11	300	+ 49	77	5	— 35	619
1960	— 64	—	8	— 72	1 120	— 45	54	8	— 85	1 007						+ 60	76	5	— 21	640
1961						— 44	57	7	— 88	1 095										
1962						+ 46	—	8	+ 58	1 057										
Total	— 759	328	55	— 1 120	—	— 465	552	42	— 1 057	—	— 46	242	12	— 300	—	+ 89	711	18	— 640	—

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme								
	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t
<i>Charb. Belges</i>										
Dépenses	910	893	880	863	850	849	837	805	778	720
Recettes	624	624	691	691	691	691	701	717	717	717
	-286	-269	-189	-172	-159	-158	-136	-88	-61	-3
Prélèv. de péréq.	19	22	25	17	8	—	—	—	—	—
Résultats	-267	-247	-164	-155	-151	-158	-136	-88	-61	-3
<i>Levant</i>										
Dépenses	784	821	808	789	780	766	740	746	735	661
Recettes	645	636	655	659	660	690	703	703	718	756
	-139	-185	-153	-130	-120	-76	-37	-43	-17	+95
Prélèv. de péréq.	30	39	39	26	13	—	—	—	—	—
Résultats	-109	-146	-114	-104	-107	-76	-37	-43	-17	+95
<i>Ouest de Mons</i>										
Dépenses	733	714	698	683	666	651	644	645	646	607
Recettes	666	639	645	678	684	684	684	684	684	684
	-67	-75	-53	-5	+18	+33	+40	+39	+38	+77
Prélèv. de péréq.	21	27	29	18	9	—	—	—	—	—
Résultats	-46	-48	-24	+13	+27	+33	+40	+39	+38	+77
<i>Hainaut</i>										
Dépenses	683	692	691	684	677	652	635	623	—	—
Recettes	634	643	643	643	653	668	683	686	—	—
	-49	-49	-48	-41	-24	+16	+48	+63	—	—
Prélèv. de péréq.	18	26	26	19	11	—	—	—	—	—
Résultats	-31	-23	-22	-22	-13	+16	+48	+63	—	—

a) *Calcul du revenu net sans frais de capitaux, les intérêts comptables étant compris.*

Compte tenu des différents décomptes figurant aux annexes 17 à 20, on obtient en résumé le tableau ci-dessus des dépenses et recettes.

Il convient de remarquer encore au sujet de ce relevé que des frais additionnels de travaux préparatoires, dans certains cas considérables, s'avèrent nécessaires sur la base des propositions de la commission, principalement pour Levant et Hainaut. Ces frais sont indiqués séparément aux annexes 18 et 20. Les travaux préparatoires incombant aux Charbonnages Belges atteignent une ampleur moindre et sont directement incorporés dans les différentes catégories de dépenses. Pour l'Ouest de Mons la préparation est suffisamment poussée pour qu'il n'en résulte pas de dépenses supplémentaires.

En outre, conformément à ces propositions, les plans d'investissements se trouvent également en partie modifiés; leurs montants globaux sont les suivants :

	en millions de FB
Charbonnages Belges	378
Levant	568
Ouest de Mons	259
Hainaut	711

b) *Calcul du revenu net, amortissements et intérêts comptables compris.*

Compte tenu de ces investissements dans le calcul des amortissements, on obtient les résultats ci-après, amortissements inclus :

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
		1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
		FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t	FB/t
<i>Charbon. Belges</i>											
Résultats d'après tableau préc.	—267	—247	—164	—155	—151	—158	—136	—88	—61	—3	
Amortissements	41	47	50	52	53	54	54	53	52	52	
	—308	—294	—214	—207	—204	—212	—190	—141	—113	—55	
<i>Levant</i>											
Résultats d'après tableau préc.	—109	—146	—114	—104	—107	—76	—37	—43	—17	+95	
Amortissements	39	51	55	62	67	67	65	67	69	64	
	—148	—197	—169	—166	—174	—143	—102	—110	—86	+31	
<i>Ouest de Mons</i>											
Résultats d'après tableau préc.	—46	—48	—24	+13	+27	+33	+40	+39	+38	+77	
Amortissements	47	46	47	48	48	48	48	50	52	55	
	—93	—94	—71	—35	—21	—15	—8	—11	—14	+22	
<i>Hainaut</i>											
Résultats d'après tableau préc.	—31	—23	—22	—22	—13	+16	+48	+63	—	—	
Amortissements	35	40	48	56	65	60	64	68	—	—	
	—66	—63	—70	—78	—73	—44	—16	—5	—	—	

Tandis que les Charbonnages Belges terminent sur un déficit même après la mise en œuvre de la proposition de la commission, les excédents calculés pour les autres sociétés sont suffisamment élevés pour couvrir les amortissements après achèvement du programme. Le tableau est particulièrement favorable pour Levant et Ouest de Mons, qui obtiennent même des bénéfices de 31 FB/t (Levant) et 22 FB/t (Ouest de Mons) en sus des amortissements. Il est vrai que Levant ne parvient à cette situation favorable qu'au terme de la rationalisation en 1962. D'ici cette date, il faut encore compter sur des pertes parfois considérables. Pour Ouest de Mons et Hainaut, l'évolution n'est pas aussi brusque et les mesures de rationalisation se traduisent ici par une situation constamment améliorée du revenu net. D'ailleurs, les possibilités d'amélioration semblent pour ces deux sociétés n'être pas épuisées avec les chiffres définitifs ainsi relevés. Il convient en particulier pour Ouest de Mons de signaler le nouveau siège à installer au nord du champ minier (cfr Partie Technique, p. 20).

Dans une perspective d'ensemble on peut consta-

ter que Levant, Ouest de Mons et Hainaut offrent la possibilité d'une exploitation fondée sur des principes de rentabilité. Cependant, cet objectif ne peut être atteint que si les mesures radicales exposées dans la Partie Technique sont *entièrement mises en œuvre* et si les *obstacles économiques* qui surgiront entretemps, sont surmontés. La condition essentielle à réaliser dans le domaine économique est la régularité dans la couverture des besoins financiers, qui se chiffrent en détail comme suit (voir tableau p. 47).

c) Besoins financiers.

Les besoins financiers se chiffrent en détail comme suit (voir tableau p. 47).

d) Effets escomptés.

1) Les mesures proposées par la Commission aboutissent dans la phase terminale de la rationalisation à des résultats sensiblement plus favorables que ceux des programmes élaborés par les mines, ainsi qu'il ressort de la comparaison suivante :

	Résultats définitifs d'après le progr. des sociétés FB/t	amortissements exclus d'après le progr. de la commission FB/t	Résultats définitifs d'après le progr. des sociétés FB/t	amortissements inclus d'après le progr. de la commission FB/t
Charbonnages Belges	— 55	— 3	— 104	— 55
Levant	+ 43	+ 95	— 20	+ 31
Ouest de Mons	+ 16	+ 77	— 38	+ 22
Hainaut	+ 56	+ 63	— 12	— 5

CHARBONNAGES BELGES						LEVANT					OUEST DE MONS					HAINAUT							
Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant		Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant		Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant		Résultats d'exploitation	Investissements	Remboursement des crédits déjà reçus	Total	Besoin financier courant	
En millions de FB						en millions de FB					en millions de FB					en millions de FB							
1954	— 65	108	—	—175	173	— 30	50	—	— 80	80	— 35	50	—	— 65	65	—10	111	—	—121	121			
1955	—159	74	4	—237	410	— 93	118	3	—214	294	— 18	59	2	— 59	124	—21	146	2	—169	290			
1956	—159	85	4	—248	658	— 69	142	3	—234	528	+ 10	27	2	— 19	143	—22	147	2	—171	461			
1957	—161	62	4	—227	885	— 96	122	3	—221	749	+ 22	23	2	— 3	146	—15	77	2	— 92	555			
1958	—173	44	5	—222	1 107	— 71	51	3	—125	874	+ 28	20	3	+ 5	141	+17	77	2	— 62	615			
1959	—151	5	8	—164	1 271	— 56	14	7	— 57	931	+ 35	21	3	+ 11	150	+52	77	5	— 30	645			
1960	—100	—	8	—108	1 379	— 42	34	8	— 84	1 015	+ 34	30	3	+ 1	129	+68	76	5	— 13	658			
1961	— 70	—	8	— 78	1 457	— 17	37	7	— 61	1 076	+ 33	30	3	+ 0	129								
1962	— 4	—	8	— 12	1 469	+102	—	8	+ 94	982	+ 67	39	3	+ 25	104								
Total	—1042	578	49	—1 469	—	—372	568	42	—982	—	+176	259	21	—104	—	+71	711	18	—658	—			

2) Pour Levant et Hainaut les besoins financiers sont virtuellement équivalents dans les deux programmes, tandis que pour Charbonnages Belges et Ouest de Mons des différences apparaissent dans les deux sens.

de 45 % des amortissements pour le renouvellement régulier des biens d'équipement et qu'ainsi qu'il a déjà été mentionné les améliorations possibles de l'exploitation ne sont pas encore arrivées à leur terme définitif au moment de l'achèvement

	Besoins financiers d'après le programme des sociétés en millions de FB	Besoins financiers d'après le programme de la Commission en millions de FB
Charbonnages Belges	1 120	1 469
Levant	1 095	1 076
Ouest de Mons	311	146
Hainaut	640	658

3) Compte tenu des remboursements afférents au total des fonds extérieurs à recueillir, le programme de la Commission aboutit finalement au tableau ci-après :

du programme de rationalisation en 1960. Même après la mise en œuvre de la proposition de la Commission, les Charbonnages Belges n'aboutiront pas à des résultats économiquement rentables.

	Charb. Belges FB/t	Levant FB/t	Ouest de Mons FB/t	Hainaut FB/t
Résultats d'exploitation au terme de la période de rationalisation, amortissements exclus	— 3	+ 95	+ 77	+ 63
Déduction faite du remboursement des crédits obtenus jusqu'ici et des crédits encore nécessaires d'après le programme d'investissements	22	29	14	33
	— 25	+ 66	+ 63	+ 30
Déduction faite des amortissements normaux	52	64	55	68
Excédent		+ 2	+ 8	
Déficit	— 77			— 38

En conséquence, les bénéfices permettent pour Levant et Ouest de Mons de couvrir la totalité des amortissements normaux du bilan ainsi que l'ensemble des remboursements de fonds extérieurs. Pour Hainaut, où les bénéfices équivalent sensiblement aux amortissements, les remboursements doivent pratiquement être pris sur les amortissements. Au point de vue économique cela peut se justifier, si l'on considère qu'il reste encore près

Pour terminer, on peut conclure qu'au point de vue économique la proposition de la Commission aboutit à des résultats qui, pour Levant, Ouest de Mons et Hainaut, sont raisonnables, aussi bien au point de vue du revenu net qu'au point de vue financier, tandis que les Charbonnages Belges n'ont, en dépit des investissements considérables, aucune chance de parvenir à un revenu rentable.

QUESTIONS TOUCHANT LES EFFECTIFS

Effectifs du fond - Maîtrise technique.

Il ne faudrait pas négliger dans le cadre des considérations qui précèdent un élément qui prend une importance décisive pour la bonne marche de l'exploitation sur le plan technique et économique et notamment pour la réalisation pratique des programmes élaborés, à savoir la bonne volonté et les capacités professionnelles des ouvriers et du personnel technique de maîtrise au fond.

En ce qui concerne tout d'abord la situation au point de vue de la main-d'œuvre, les entreprises considérées ici ne se distinguent d'ailleurs guère ou même pas du tout au point de vue de la com-

position du personnel ouvrier et à tous autres égards des autres sociétés minières du Sud de la Belgique. Toutefois dans le cas présent où il s'agit de charbonnages qui doivent lutter durement et en partie dans des conditions extrêmement dures, pour leur existence, il faut tenir particulièrement compte du problème sus-mentionné.

Du point de vue des effectifs, il est tout d'abord caractéristique que la *main-d'œuvre étrangère* assure un *pourcentage très élevé* des ouvriers du fond. D'après la situation au début de 1954, les effectifs du fond se décomposaient comme suit en personnel indigène et étranger pour les quatre sociétés :

Tableau 22.

	Effectifs du fond			Personnel en taille		
	Belges %	Italiens %	Etrangers Total %	Belges %	Italiens %	Etrangers Total %
Charbonnages Belges	49,79	36,12	50,21	35,80	44,25	64,20
Levant	33,46	51,02	66,54	18,30	60,75	81,70
Ouest de Mons	55,—	35,35	45,00	52,30	42,15	47,70
Hainaut	47,60	38,90	52,40	16,03	60,75	83,97

La moitié environ, et même dans le cas de Levant, deux tiers des ouvriers du fond, sont donc des étrangers.

Dans les *tailles*, c'est-à-dire aux points vitaux de l'exploitation, la proportion des étrangers monte même jusqu'à 82 ou 84 % environ (Levant et Hainaut). Uniquement pour Ouest de Mons le pourcentage de travailleurs étrangers en taille est relativement modeste, 48 % environ, tandis que Charbonnages Belges se situe avec 64 % en position intermédiaire entre Ouest de Mons et les deux sociétés citées en premier lieu (au reste la situation est analogue dans l'ensemble des mines belges où la proportion de main-d'œuvre étrangère dans le total des ouvriers du fond atteignait en 1952 56,5 %, les étrangers représentant 72,4 % des ouvriers à veine).

On voit que les sociétés sont obligées de faire appel dans des proportions exceptionnelles à des étrangers, notamment Italiens, c'est-à-dire à des travailleurs pour lesquels le travail dans les mines belges a, en général, été le premier contact avec la mine.

Cette situation déjà pénible par elle-même est encore aggravée par la *fluctuation des effectifs du fond, qui est parfois extrêmement élevée.*

Le tableau ci-après expose l'état de la rotation des effectifs.

En conséquence un pourcentage s'échelonnant de 19,32 % à 42,34 % des effectifs du fond a quitté les différentes sociétés au cours de l'année 1953.

La proportion des nouveaux embauchages atteint des chiffres du même ordre. Depuis un an, il y a eu 25-37 % d'arrivages au fond, dans les deux dernières années 51-84 % et dans les cinq dernières années 122-191 % — toujours rapportés au total des ouvriers du fond. Cela signifie qu'en l'espace de cinq ans le personnel du fond a été plus que renouvelé dans le cas le plus favorable (Ouest de Mons) et renouvelé entièrement presque deux fois dans le cas le plus défavorable (Levant). En réalité cependant, c'est seulement une fraction déterminée du personnel du fond qui quitte les mines après une brève période de travail et doit donc être régulièrement remplacée, tandis que le reste constitue un personnel permanent plus ou moins fixe. En conséquence cela signifie que la première fraction (fraction instable) des travailleurs du fond n'a pas dû seulement être renouvelée une à deux fois dans l'espace de cinq ans susindiqué, mais dans certains cas trois à quatre fois. L'expérience apprend que ce sont précisément les *effectifs en taille*, et donc les *travailleurs productifs*, qui sont sujets à ces rotations fréquentes. Il faut donc constamment réembaucher des piqueurs en taille, qui quittent les mines dès qu'ils

Tableau 23.

	Charb. Belges %	Levant %	Ouest de Mons %	Hainaut %
Pourcentage des départs dans les effectifs du fond :				
1 ^{er} semestre 1953	20,94	20,11	8,29	15,00
2 ^e semestre 1953	21,40	18,27	11,03	22,60
total pour 1953	42,34	38,38	19,32	37,60
Pourcentage des embauchages dans le total des effectifs du fond :				
depuis 6 mois	17,86	15,84	11,16	9,90
depuis 1 an	37,31	33,70	25,01	26,40
depuis 2 ans	74,39	84,63	51,00	51,80
depuis 5 ans	131,26	190,84	121,85	127,80
Pourcentage des embauchages en 1953 dans le total des effectifs du fond :				
mineurs provenant d'autres mines du Borinage	16,41	12,15	10,83	13,00
mineurs provenant d'autres mines de Belgique	5,28	5,65	2,84	1,70
non mineurs	15,62	15,90	14,18	14,30
total	37,31	33,70	27,85	29,00

se sont familiarisés avec le travail. Il en résulte nécessairement un frein à l'amélioration des rendements à l'abatage et en taille. De même il est difficile, en face d'une rotation du personnel aussi profonde, de maintenir une extraction constante, d'introduire au fond des procédés techniques modernes et d'en tirer des résultats satisfaisants.

Il est vrai qu'une partie des réembauchages régulièrement imposés ne touche pas, ainsi qu'il ressort de la dernière rubrique du tableau 23, des ouvriers étrangers au travail de la mine, mais des mineurs provenant d'autres mines de Belgique. Néanmoins une rotation aussi accentuée ne peut jamais profiter à l'exploitation normale.

Les chiffres d'absentéisme, élevés dans certaines sociétés, ont des effets d'une ampleur analogue à celle de l'importante fluctuation des effectifs. Le détail de ces chiffres est le suivant :

donné que c'est principalement du personnel en taille qui reste absent).

En conclusion, les quatre sociétés sont caractérisées au point de vue de la main-d'œuvre par une forte proportion d'ouvriers étrangers dans les effectifs du fond, par une fluctuation prononcée des effectifs et par des chiffres élevés d'absentéisme. Certes l'importance de ces facteurs, qui nuisent au déroulement normal de l'exploitation, varie suivant les sociétés. Mais dans l'ensemble la situation au point de vue de la main-d'œuvre laisse à désirer. Les circonstances ainsi déterminées soulèvent pour les entreprises de nouveaux obstacles, qui s'ajoutent aux difficultés naturelles dont il a été question dans la partie technique (p. 11).

Si la situation à ce point de vue pouvait être améliorée et surtout si l'on pouvait obtenir une stabilité plus prononcée des effectifs, la contribu-

Tableau 24.

Chiffres d'absentéisme du personnel du fond en pourcentage du total des effectifs du fond¹⁾.

	Charb. Belges %	Levant %	Ouest de Mons %	Hainaut %
Moyenne d'absentéisme 1953	27,14	24,92	20,39	19,43
Moyenne d'absentéisme :				
premier trimestre 1953	27,46	25,35	18,16	20,70
deuxième trimestre 1953	24,43	20,15	15,49	18,40
troisième trimestre 1953	31,81	32,75	22,83	22,60
quatrième trimestre 1953	24,77	21,33	17,12	17,80
Moyenne d'absentéisme 1953 :				
samedis et lundis	29,87	29,56	21,95	23,50
autres jours de la semaine	25,65	22,46	16,65	17,40

1) Absentéisme total, absences pour maladie, accident, congé payé, etc... également comprises.

Au sujet des absences du travail, il y a lieu de relever les caractéristiques suivantes :

La moyenne d'absentéisme pour les ouvriers du fond est extraordinairement élevée en 1953 pour Charbonnages Belges, 27,14 %, et pour Levant, 24,92 %. Dans les Charbonnages de la Ruhr par exemple le chiffre des postes non ouverts pour les effectifs du fond n'atteignait en 1953 que 18 à 19 %¹⁾. Durant le troisième trimestre 1953 on constate en général pour les quatre sociétés une forte progression des postes non ouverts. Cela est compréhensible puisque les congés s'inscrivent en majeure partie dans cette période. De toute façon cela constitue pour les entreprises une gêne sensible que 32 à 33 % des travailleurs du fond soient absents (Charbonnages Belges et Levant). En dehors de ce gonflement de caractère saisonnier on relève finalement un net accroissement des chiffres d'absence le samedi et le lundi, 4 à 7 mineurs sur 100 ouvriers affectés au fond restant absents du travail ces deux jours là en sus du chiffre des autres jours de la semaine. Cela nuit également à la marche des services (très souvent des tailles s'écartent du rythme journalier normal, étant

tion apportée au succès des programmes de rationalisation des sociétés serait très substantielle.

Des possibilités s'offrent dans ce domaine dans l'instruction professionnelle, systématique et judicieusement aménagée dans le temps, des travailleurs nouvellement embauchés et jusqu'ici étrangers au travail de la mine. Plus le nouvel arrivant sera familiarisé dès l'abord avec sa nouvelle profession, et plus vite il se sentira à l'aise dans la mine.

Cependant le premier besoin est l'édification de logements pour mineurs. Une partie du personnel du fond est encore hébergée dans des logements de fortune; une autre partie doit être acheminée par chemin de fer ou par autocar vers les mines. L'importance numérique de ces éléments varie suivant les sociétés. Levant, par exemple, manque surtout de logements appropriés pour les mineurs. Pour Hainaut une fraction importante du personnel doit être transportée journalièrement à l'aller et au retour sur de longues distances. Le détail de ces chiffres est le suivant (seuls les ouvriers du fond devant être transportés sur 40 km au moins ayant été retenus sur le total du personnel empruntant le chemin de fer ou les autocars) :

Tableau 25.

	Charb. Belges	Levant	Ouest de Mons	Hainaut	Total
<i>Nombre d'ouvriers du fond hébergés encore dans des logements de fortune¹⁾</i>	ca. 750 ²⁾	1 426	288	355	2 819
a) Nombre d'ouvriers	18 %	43,76 %	9,84 %	9,55 %	20,00 %
b) En pourcentage des effectifs du fond					
<i>Transport aller et retour d'ouvriers du fond éloignés :</i>					
c) par chemin de fer	239	62	188	572	1 061
d) par autocar	352	19	322	0	693
e) total	591	81	510	572	1 754
f) en pourcentage des effectifs du fond	14,3 %	2,49 %	17,42 %	15,39 %	12,52 %
Total a + e	1 341	1 507	798	927	4 573
En pourcentage des effectifs du fond	32 %	46,25 %	27,26 %	24,94 %	32,60 %

¹⁾ P. ex. logeant dans des baraquements ou « en cantine » ; sont également inclus les autres membres du personnel qui disposent avec leur familles d'un logement propre mais dont l'espace habitable est insuffisant.

²⁾ Dont 580 dans des logements de fortune appartenant aux mines, le reste étant constitué par des mineurs habitant des logements n'appartenant pas aux mines où l'espace habitable est également insuffisant ; ce chiffre provient d'une estimation très approximative des Charb. Belges.

En conséquence, environ 2 800 ouvriers du fond (20 % du total des effectifs du fond) ne sont pas encore logés de manière satisfaisante, en partie loin de leur famille¹⁾. 1 750 personnes (12,5 % des ouvriers du fond) doivent journallement être transportées de l'extérieur sur de longues distances jusqu'à la mine et ramenées à domicile.

On peut admettre que dans la mesure où des logements convenables seront mis à la disposition de ces mineurs, qui représentent malgré tout 1/3 des effectifs du fond, dans le voisinage des mines, les chiffres concernant la fluctuation et l'absentéisme diminueront également.

Quels sont donc les projets des quatre charbonnages en matière de logements ?

D'après les programmes soumis à la Commission, les sociétés désireraient, en supplément de leur programme de rationalisation technique, consacrer les sommes ci-après à l'édification de maisons pour mineurs :

Charb. Belges (de 1954 à 1956)	42,40 millions FB
Levant	
Ouest de Mons	75,00 millions FB
Hainaut	28,50 millions FB
Total	145,90 millions FB

Grâce au total de 75 millions de FB énoncé, Ouest de Mons croit pouvoir assurer la construction de 400 logements. Les dépenses par unité de logement ne s'élèveraient donc qu'à 187 500 FB. D'après les indications de la société, ce chiffre relativement bas pour la Belgique s'explique par le fait que le terrain à bâtir est déjà propriété de la société et qu'il s'agit d'édifier de grosses mai-

sons pour mineurs comprenant jusqu'à 6 appartements.

Si l'on admet que les 70,90 millions de FB restants (Charbonnages Belges et Hainaut) permettront de construire 300 autres logements, on disposerait ainsi au total de 700 nouveaux appartements. En face du chiffre élevé des mineurs encore insuffisamment logés ou habitant en dehors de la zone minière (au total 4 570 personnes), le programme de construction de logements doit être considéré comme extrêmement modeste. Levant n'a prévu aucune espèce de dépense pour la construction de logements supplémentaires, bien que précisément cette société tiennne assurément, étant donné la forte proportion d'ouvriers du fond encore logés de manière peu satisfaisante, à tout mettre en œuvre pour accroître ses disponibilités en logements pour mineurs dès qu'elle pourra disposer des fonds nécessaires.

Une partie du personnel résidant en dehors de la zone minière continuera — même lorsqu'il existera des possibilités suffisantes de se loger convenablement dans le voisinage des mines — à préférer conserver son domicile actuel. Pour ces mineurs il faudrait assurer un transport rapide et commode jusqu'au siège d'extraction.

A côté d'un personnel aussi stable que possible et bien familiarisé avec la profession de mineur, la valeur personnelle et la qualification professionnelle du *personnel technique de maîtrise au fond* — porions, chef-porions — en tant que supérieurs directs des mineurs et que responsables directs des différents services d'exploitation jouent un rôle prédominant pour le déroulement harmonieux et le rendement technique et économique des travaux du fond. A ce point de vue également la situation laisse à désirer. Un grand nombre de porions ne sont pas suffisamment qualifiés en matière technique. Certes, le Borinage dispose de plusieurs écoles localement bien situées pour la formation

¹⁾ Sur les effectifs du fond de Levant p. ex. 540 ouvriers (étrangers) c'est-à-dire plus de 10 %, vivent séparés de leur famille (vivant encore à l'étranger).

professionnelle des cadres. Mais les membres du personnel du fond montrent peu d'inclination à fréquenter ces établissements où les cours s'étalent sur deux à trois ans (moyennant deux à trois jours d'instruction par semaine). Dans la mesure où des mineurs jeunes et ambitieux profitent néanmoins de cette formation, ils acceptent souvent à la fin de leurs études du service outre-mer (Congo Belge) où de meilleures possibilités d'avancement leur sont offertes. En conséquence, les sociétés doivent en majeure partie prendre leurs porions parmi les effectifs dont elles disposent. Certainement il est fait appel à des mineurs particulièrement dignes de confiance et expérimentés. Mais il ne peut faire aucun doute que l'ensemble de l'état actuel de la technique du fond (procédés modernes d'abatage du charbon et tous autres procédés techniques, concentration des chantiers en grandes unités, problème du contrôle des pressions de terrains, etc.) ainsi que le souci de la sécurité minière exigent des cadres subalternes particulièrement adroits et suffisamment instruits. En général les porions ne satisfont pas à ces exigences. Même auprès des Charbonnages Belges, qui ont créé depuis 1936 un centre de formation remarquable pour le personnel technique de maîtrise au fond, un certain nombre de porions doit continuellement (sans passer par ces cours de formation) sortir directement du rang.

En définitive, il faut donc également en ce qui concerne la formation d'un personnel capable, apte à prendre les initiatives voulues, chargé de la surveillance aux points les plus exposés du travail au fond, emprunter de *nouvelles voies*. Il faut mentionner, d'une part, un complément d'instruction à donner aux porions actuels (tout au moins des plus jeunes, dans la mesure où ils n'ont pas encore subi une formation systématique) grâce à des cours judicieusement conçus et s'étendant sur plusieurs mois. D'autre part, il faudrait trouver un stimulant incitant les mineurs appelés à passer porions à fréquenter plus sérieusement les écoles techniques existant dans le bassin. Une rémunération appropriée, aussi bien par son montant que par sa stabilité, un relèvement du prestige des cadres techniques ainsi que la possibilité d'un avancement au sein de l'entreprise semblent devoir être des préliminaires substantiels en vue de résoudre le problème du recrutement des porions. Il faudrait agir rapidement dans ce sens.

On sait qu'en Belgique un vaste plan de formation professionnelle des mineurs, commençant par l'instruction des jeunes recrues de 14 à 16 ans et allant jusqu'à la formation des conducteurs de travaux, est entré en vigueur en septembre 1954. Cependant, les stages de formation qui y sont prévus s'étendent dans le temps sur plusieurs étapes successives en sorte que le premier contingent de nouveaux porions disponible au terme de cette instruction ne sera pas en service avant 1962. Bien que l'on doive se féliciter de cette formation professionnelle systématique, il sera indispensable de se pencher sans délai dans le sens proposé ci-dessus sur le problème de la formation des porions. Il

faut penser également à l'instruction du personnel spécial de maîtrise, porions chargés des installations mécaniques, électriques, d'aérage, etc.

RECAPITULATION ET OBSERVATIONS FINALES

Les membres soussignés de la Commission internationale d'experts instituée en avril 1954 par la Haute Autorité de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier, conformément au désir exprimé par le Gouvernement belge, ont procédé en commun à une étude de la situation économique actuelle et future des quatre charbonnages ci-après du Borinage : la S.A. John Cockerill, Division des Charbonnages Belges et Hornu et Wasmes; la S.A. des Charbonnages du Levant et des Produits du Flénu; la S.A. des Charbonnages Unis de l'Ouest de Mons et la S.A. des Charbonnages du Hainaut.

Les questions que cette enquête avait pour objet d'élucider sont précisées dans les directives données à la commission par la Haute Autorité (pp. 1-3 du rapport).

A la suite d'un examen approfondi des programmes de rationalisation établis par les charbonnages,

de toutes les autres données de base techniques et relatives à l'économie de l'exploitation (obtenues en partie au moyen de questionnaires) nécessaires à la réalisation des tâches assignées,

des rapports techniques d'une sous-commission dont les membres ont visité pendant deux semaines les services d'exploitation des quatre charbonnages ainsi que

des conversations particulières intervenues à plusieurs reprises avec les directions des quatre charbonnages,

la Commission est arrivée aux conclusions suivantes :

I. Sur le plan technique.

La commission, s'écartant tantôt des programmes de rénovation technique des quatre charbonnages et tantôt les complétant, propose les mesures de rationalisation suivantes :

a) *Une concentration importante en unités de production plus puissantes des 20 sièges actuels des quatre charbonnages de telle sorte que chaque charbonnage réalise ses objectifs d'extraction après exécution du programme avec deux sièges seulement au lieu des trois à huit sièges existant à l'heure actuelle dans chacune des sociétés. Dans le seul cas de Hainaut la Commission a considéré qu'il était approprié, en raison des conditions particulières caractérisant ce charbonnage, de maintenir les trois sièges existants. Le nombre des sièges serait ainsi ramené de 20 à 9 et la production globale des quatre sociétés passerait simultanément de 12 000 tonnes environ à 14 700 tonnes*

de production nette journalière. (Les programmes de rationalisation des charbonnages prévoyaient eux-mêmes de réduire à 15, et ultérieurement à 14, le nombre des sièges d'extraction en activité.)

b) Un *regroupement poussé également des quartiers d'exploitation du fond* par un traçage rationnel des travaux préparatoires, avec rattrapage simultané des retards constatés dans la préparation pour le plus grand nombre des charbonnages. Il y a lieu de tenir compte à cet égard des principes suivants :

- 1) réduction du nombre des étages (abandon des étages d'exploitation non rentables en dehors de l'étage principal);
- 2) concentration *spatiale* de l'extraction du charbon et du roulage sur les étages principaux mêmes;
- 3) adoption de *plus grandes hauteurs pour les nouveaux étages d'exploitation* plus profonds à aménager;
- 4) développement de *tailles plus importantes* et, par conséquent, diminution du nombre des tailles exploitées dans chaque siège;
- 5) spécialement en ce qui concerne Levant, mise en exploitation d'un stot de protection à laisser au milieu de la concession de cette société (selon règlement en vigueur actuellement), sous la ville de Mons, et représentant une réserve exploitable d'environ 30 millions de tonnes de charbon.

c) La réalisation au fond de « Mesures de rationalisation négative » par :

- 1) abandon des veines dont l'exploitation n'est pas rentable, en particulier celles caractérisées par une teneur en stériles trop élevée;

- 2) abandon des panneaux ou des veines dont les conditions géologiques sont particulièrement défavorables.

d) Mesures d'amélioration *techniques* au fond, notamment en ayant davantage recours dans les plateaux à la mécanisation partielle de l'abatage avec introduction plus générale du foudroyage ou du remblayage pneumatique au lieu du remblayage partiel par fausses voies très répandu et plus onéreux — dans la mesure du possible mécanisation intégrale de l'abatage du charbon (emploi de rabots ou scrapers-rabots), dans les tailles à toit ébouleux emploi du convoyeur à double chaîne (« Panzer ») sur un front de taille *non* dégagé (moyennant donc une rangée fixe d'étauçons au front d'attaque), dans les dressants transport du remblai aux têtes de tailles selon les procédés modernes efficaces, mécanisation plus poussée de l'avancement des voies au rocher et des voies de tailles, etc.

e) La Commission suggère enfin, à titre de proposition particulière, d'adjoindre à la direction technique des charbonnages (Ingénieur en Chef) une division de planification et d'études minières en vue d'assurer la planification centrale de la conduite de l'exploitation ainsi que de l'introduction de procédés techniques modernes dans les services du fond.

Sur la base des propositions énumérées ci-dessus, la commission estime que les possibilités ci-après s'offrent aux quatre charbonnages en ce qui concerne l'amélioration du rendement (à titre de comparaison, les accroissements de rendement à réaliser d'après les programmes de rationalisation établis par les sociétés elles-mêmes sont également indiqués; afin de fournir un tableau complet, les productions de départ et les objectifs d'extraction y sont de même mentionnés);

		Charb. Belges	Levant	Ouest de Mons	Hainaut
<i>Production journalière nette</i>					
1953	t/j	3 324	3 201	2 402	3 119
après réalisation du progr. de rééquipement:					
a) programme des mines	t/j	4 100	3 850	3 000	3 750
b) proposition de la Commission	t/j	4 100	3 850	3 000	3 750
<i>Rendement fond</i>					
1953	kg	893	967	999	1 016
après réalisation du progr. de rééquipement:					
a) programme des mines	kg	1 050	1 078	1 080	1 170
b) proposition de la Commission	kg	1 130	1 190	1 210	1 252
<i>Rendement total fond et jour</i>					
1953	kg	615	680	704	781
après réalisation du progr. de rééquipement:					
a) programme des mines	kg	776	825	780	922
b) proposition de la Commission	kg	890	924	938	972

f) La commission préconise l'extension de la Centrale de Quaregnon qui est susceptible de valoriser une nouvelle tranche de bas produits (cf. annexe 1).

II. Sur le plan économique.

Après l'exécution des mesures de rationalisation, toutes les sociétés réalisent des améliorations considérables de leur revenu net, les propositions de la Commission les chiffrant dans tous les cas à un niveau supérieur à celui qui ressort de programmes des charbonnages eux-mêmes.

bénéfices qu'en 1962 — après terminaison totale du programme de rationalisation. Durant les années qui précèdent il faut envisager des pertes encore considérables. En face de cette progression tardive et brusque, Ouest de Mons et Hainaut font apparaître une progression plus régulière et qui s'amorce sensiblement plus tôt. En outre, les possibilités définitives de ces deux sociétés semblent n'avoir pas été épuisées par le tableau que nous avons chiffré en termes de revenu net. Particulièrement en ce qui concerne l'Ouest de Mons, il y a lieu de signaler le siège qui doit être installé

	Résultats d'exploitation, amortissements exclus ¹⁾				Résultats d'exploitation, amortissements inclus ¹⁾			
	Charb. Belges FB/t	Levant FB/t	Ouest de Mons FB/t	Hainaut FB/t	Charb. Belges FB/t	Levant FB/t	Ouest de Mons FB/t	Hainaut FB/t
Résultats 1953 ²⁾	— 267	— 109	— 46	— 31	— 308	— 148	— 93	— 66
Résultats à la fin de la période de rationalisation ³⁾ d'après la proposition de la société	— 55	+ 43	+ 16	+ 56	— 104	— 20	— 38	— 12
d'après les propositions de la Commission	— 3	+ 95	+ 77	+ 63	— 55	+ 31	+ 22	— 5

1) + = excédent ou profits.

— = déficit ou pertes.

2) Prélèvement de péréquation de la Communauté inclus, mais exception faite des subventions.

3) Compte tenu de la disparition de la péréquation CECA actuellement comprise dans les recettes.

Les propositions de la Commission aboutissent pour Levant, Ouest de Mons et Hainaut à des résultats économiques tolérables tandis que Charbonnages Belges n'ont aucune perspective de réaliser un revenu et doivent comme par le passé escompter un déficit financier.

Si l'on pousse l'examen de ces résultats, on constate que Levant ne parvient à réaliser des

au nord du champ minier (cf. partie technique, p. 20).

Les objectifs prévus au programme des sociétés ne peuvent être atteints qu'après des investissements importants qui s'appliquent en partie à la poursuite de rénovations déjà commencées. Les investissements réalisés jusqu'ici ou encore à l'état de prévisions s'élèvent respectivement à :

	Investissements réalisés de 1947 à 1953	Investissements futurs	
		d'après le programme des sociétés	d'après le programme de la Commission
en millions de FB			
Charbonnages Belges	455	328	378
Levant	347	552	568
Ouest de Mons	169	242	259
Hainaut	262	711	711

Les investissements qui sont nécessaires à l'avenir ont été évalués très prudemment. Ils couvrent essentiellement les agrandissements et acquisitions nouvelles imposés par les programmes de rationalisation élaborés. La rénovation courante des installations existantes n'a été prise en considération que d'une manière très relative, en sorte que les tranches annuelles d'investissement peuvent encore s'accroître.

Compte tenu des investissements et des bénéfices ou pertes qui se produiront pendant la période de rationalisation, les besoins financiers maxima des sociétés sont considérables et se chiffrent comme suit¹⁾ :

	D'après le programme de la société en millions de FB	D'après le programme de la Commission en millions de FB
Charbonnages Belges	1 120	1 469
Levant	1 095	1 076
Ouest de Mons	311	146
Hainaut	640	658

Etant donné que les sociétés ne disposent pas de ressources propres, le seul moyen restant pour couvrir ces besoins est celui du financement extérieur. Or, actuellement les moyens disponibles sont modestes et seront entièrement absorbés par les investissements de l'année 1954. Pour l'avenir il n'y a encore que les promesses de fonds de la S.N.C.I. La première condition économique commandant l'exécution du programme qui a été élaboré est la mobilisation des moyens financiers nécessaires. Il convient de souligner particulièrement à cet égard que les mesures de rationalisation avancées par la Commission constituent pour chaque société un tout indivisible. Une subdivision en projets fragmentaires remettrait en question les résultats escomptés. En termes financiers cela signifie que les fonds nécessaires doivent être fournis en totalité et à la date voulue.

La fourniture des fonds par la voie d'un financement extérieur impose pour l'avenir des charges d'intérêt qui ont déjà été comptées dans les prix de revient ayant servi de base au calcul des résultats d'exploitation et des obligations de remboursement aux sociétés. En ce qui concerne les intérêts, il faut remarquer que ceux-ci constituent des dépenses fixes qui doivent être supportées par l'entreprise, qu'elle réalise ou non des bénéfices. Ceci est particulièrement important pour l'industrie minière, qui est déjà grevée de frais fixes élevés pour d'autres raisons. D'autre part, les versements d'intérêts et d'amortissements influent de manière sensible sur l'avenir de la trésorerie des sociétés. Si l'on admet conformément aux explications qui précèdent que seuls les fonds mobilisés pour les investissements devront supporter un intérêt et être remboursés, tandis que les pertes enregistrées durant la période de transition con-

tinuent à être compensées sans intérêt ni amortissement, les charges financières résultant à la fin de la période de rationalisation des propositions de la Commission s'établissent comme suit pour les différentes sociétés :

	Intérêts FB/t	Annuités FB/t	Total ²⁾ FB/t
Charbonnages Belges	20	22	42
Levant	28	29	57
Ouest de Mons	14	14	28
Hainaut	33	33	66

Ces montants sont élevés mais, conformément aux programmes de la Commission, ils peuvent

pour Levant, Ouest de Mons et Hainaut être atteints au terme des réformes techniques. En outre, Levant et Ouest de Mons peuvent encore entièrement, et Hainaut partiellement, fournir les sommes nécessaires aux amortissements.

Pour apprécier exactement ce résultat favorable en lui-même, il convient toutefois de souligner encore que les chiffres figurant dans les programmes économiques ont été fixés dans l'hypothèse qu'il n'interviendrait aucune modification dans le niveau des prix et des salaires et que le charbon extrait pourrait régulièrement être écoulé. En outre, le chiffre des recettes ne tient pas compte des ristournes de la cokerie centrale de Tertre.

Les *prix du charbon*, chiffrés pour l'avenir d'après les barèmes actuels, sont également envisagés en fonction du maintien du niveau présent des prix. En vertu du point 2 du paragraphe 26 de la Convention relative aux dispositions transitoires, la péréquation est destinée entre autres « à permettre de rapprocher des prix du marché commun pour l'ensemble des consommateurs de charbon belge sur le marché commun, les prix de ce charbon dans une mesure qui les abaisse aux environs des coûts de production prévisibles à la fin de la période de transition ».

En supposant qu'un tel alignement des prix entraîne une diminution des recettes de 30 à 50 FB/t, les résultats énoncés ci-dessus d'après la proposition de la Commission s'établissent comme suit :

²⁾ Il faut souligner encore une fois qu'il importait de mettre particulièrement en relief, dans le tableau ci-dessus, seules les charges purement financières que les charbonnages auront à supporter à l'avenir et que les intérêts indiqués dans ce tableau ont déjà été pris en considération dans les prix de revient (annexes 17-20 et tableau de la page 45). En outre, les charges d'intérêts ci-dessus ont un caractère de dégressivité en fonction des annuités versées au fur et à mesure.

¹⁾ Cf. tableaux pages 44 et 47.

	Pour une diminution des recettes de		
	30 FB/t	40 FB/t	50 FB/t
1) <i>Amortissements exclus</i>			
Charbonnages Belges	— 33	— 43	— 53
Levant	+ 65	+ 55	+ 45
Ouest de Mons	+ 47	+ 37	+ 27
Hainaut	+ 33	+ 23	+ 13
2) <i>Amortissements inclus</i>			
Charbonnages Belges	— 85	— 95	— 105
Levant	+ 1	— 9	— 19
Ouest de Mons	— 8	— 18	— 28
Hainaut	— 35	— 45	— 55

Il ressort de ceci qu'une diminution de recettes, prudemment fixée à 30 FB par tonne, influence déjà radicalement la situation des bénéficiaires des sociétés de telle sorte qu'outre Charbonnages Belges, si l'on inclut les amortissements, Ouest de Mons et Hainaut accusent également des pertes et Levant fait apparaître un résultat tout juste équilibré. Avec des diminutions de recettes plus importantes, le rapport devient nécessairement encore plus mauvais et atteint rapidement la limite de la rentabilité même chez la meilleure des quatre sociétés.

Il y a donc lieu de constater que les améliorations de revenu intérieur calculées sur la base des propositions techniques ne supportent aucune détérioration notable résultant de facteurs extérieurs. Ceci résulte du fait que cet accroissement de rentabilité n'interviendra qu'à une date future alors que son calcul est fondé sur les conditions du marché et des salaires prévalant actuellement.

Mais étant donné que les mesures techniques proposées s'étendent sur une longue période de 7 à 9 ans, il est presque certain que des modifications interviendront, modifications qui pourraient intervenir non seulement par le prix du charbon sur le plan des recettes mais également par le développement des salaires et des prix du matériel sur le plan des coûts. Si ces modifications devaient avoir pour effet d'accroître les coûts ou de diminuer les recettes, les calculs effectués montrent qu'on ne dispose pour les compenser d'aucune marge de revenu ou bien de marges très faibles.

De ce fait, en dépit de toutes les transformations réalisées dans la technique et l'exploitation des quatre sociétés, le problème économique des entreprises marginales subsiste en dernier ressort d'autant plus qu'au cours des prochaines années le reste de l'industrie houillère de la Communauté ne restera en général pas inactif et qu'il s'efforcera également de développer méthodiquement ses installations d'exploitation dans le sens d'une amélioration de la rentabilité.

Dans ces conditions, les projets proposés comportent sans aucun doute de grands risques économiques pour les entreprises. Des mesures prises

dans un cadre plus large que l'entreprise auraient peut-être permis d'apporter d'autres solutions au problème des mines marginales. La Commission a estimé qu'il n'était pas dans sa mission d'en entreprendre l'étude.

III. Questions relatives au personnel.

La dernière partie du présent mémoire a porté sur le chapitre « L'homme dans l'entreprise » — le problème spécial des effectifs du fond et du personnel technique et de maîtrise du fond.

Il convient de dire très brièvement à ce sujet que les conditions particulières des effectifs du fond sont caractérisées par les faits suivants :

- un fort pourcentage de main-d'œuvre étrangère, surtout dans les tailles (en l'occurrence jusqu'à 84 %);
- un chiffre d'absentéisme généralement élevé, chiffre qui augmente encore considérablement les samedis et les lundis et qui porte surtout sur les ouvriers en taille, c'est-à-dire aux points cruciaux de l'exploitation;
- une très grande fluctuation des effectifs.

De ce fait, un déroulement rationnel et harmonieux de l'exploitation au fond est naturellement toujours remis en question; il est notamment impossible de maintenir un rythme régulier du travail dans les tailles, condition absolument nécessaire pour atteindre des chiffres de production et de rendement satisfaisants.

Une formation méthodique et d'une durée suffisante de la main-d'œuvre nouvellement engagée (jusque là étrangère à l'industrie minière) afin de bien la familiariser dès le début avec son nouveau métier, et avant tout la construction d'habitations pour les mineurs, telles sont les voies qu'il convient de suivre pour rendre plus stable le personnel, inciter les ouvriers à effectuer leurs postes plus régulièrement et remédier ainsi efficacement aux difficultés d'exploitation mentionnées. La nécessité d'accroître le nombre d'habitations pour les mineurs ressort surtout du fait qu'un tiers environ des ouvriers du fond des quatre sociétés sont ou bien encore logés d'une façon improvisée ou bien

doivent être transportés aux mines par chemin de fer ou par autobus depuis des lieux éloignés (plus de 40 km).

Il y a enfin lieu de déclarer ouvertement que la qualité du personnel technique de surveillance au fond, notamment celle des porions, en tant que supérieurs directs des mineurs et personnes directement responsables pour les différents services d'exploitation, ne correspond pas dans de nombreux cas au niveau qui serait instamment désirable en raison des conditions minières difficiles qui prévalent ici. Une grande partie du personnel technique de contrôle doit être recrutée directement dans les rangs du personnel car on constate en général peu d'empressement à fréquenter les écoles pour la formation professionnelle des cadres existant dans le bassin.

Pour améliorer ces conditions, il y a lieu de recommander d'une part la formation complémentaire des porions actuels (au moins des jeunes pour autant qu'ils n'ont pas encore fait l'objet d'une instruction systématique) à l'aide de cours organisés de façon appropriée pendant une durée de plusieurs mois, et d'autre part il convient de donner aux jeunes porions un stimulant efficace les

incitant à fréquenter plus assidûment les écoles techniques existantes. Une rémunération appropriée, tant par son montant que par sa stabilité, un relèvement du prestige extérieur du personnel technique de contrôle ainsi que la possibilité d'un avancement au sein de l'entreprise devraient constituer des conditions essentielles permettant d'apporter une solution au problème de la maîtrise. A cet égard il y a lieu d'agir rapidement en ce qui concerne la formation des porions, et ce indépendamment de la formation professionnelle méthodique des mineurs entrée en vigueur en Belgique en septembre 1954. Car si cette formation complète doit avoir sans aucun doute des effets très heureux ultérieurement, il ne faut pas s'attendre à ce que les premiers porions formés sur la base du nouveau programme d'instruction soient disponibles avant 1962.

Outre la formation des porions d'exploitation, il faut également penser à l'instruction du personnel spécial de maîtrise, porions chargés des installations mécaniques, électriques, d'aérage, etc.

Suivent les signatures de MM. Raedts, Dumay, Cholin, Dethier, Gossart, Dr Hanschmann, Dr Schensky, Dr Stephan, Thibault, Thomassen et Urbain.

ANNEXE I.

Note au sujet des industries annexes des charbonnages du Borinage.

Les Charbonnages du Borinage se sont réunis depuis de longues années pour réaliser un ensemble complet d'industries annexes : centrale électrique, carbonisation, synthèse chimique, dont l'objet essentiel était la valorisation de leur production.

La présente note se propose de résumer la situation actuelle de ces industries annexes et de supputer les avantages qui pourraient être tirés de leur développement.

I. Centrale de Quaregnon.

Statut. — Cette Centrale appartient à une Société Anonyme dite « Union des Centrales Électriques du Hainaut - Groupe du Borinage ». C'est une filiale des quatre charbonnages soumis à l'enquête, mais aussi des charbonnages voisins, de la Carbonisation centrale et de la Carbochimique (dont il sera parlé ci-après) et en plus des laminoirs de Jemappes et de certaines cimenteries.

Équipement. — Le premier groupe de 15 000 kW a été installé en 1926 et modernisé en 1941. Un deuxième groupe de 35/45 000 kW a été installé en 1931, en même temps qu'un groupe amont de 4 000 kW pour le précédent. Enfin un groupe de 27 500 kW a été installé en 1953.

Les premiers fonctionnent sous 58 kg/cm² avec une surchauffe de 430°, le dernier sous 60 kg/cm² avec une surchauffe de 485°.

Consommation de charbon. — En 1953, la Centrale a consommé 272 000 tonnes de charbon, dont 248 000 tonnes provenant des quatre charbonnages sous enquête : Cockerill : 74 000 tonnes, Levant : 74 000 tonnes, Hainaut : 55 000 tonnes, Ouest de Mons : 45 000 tonnes.

Cette consommation a beaucoup augmenté ces dernières années, venant de 139 000 tonnes en 1948. Il est probable qu'elle s'accroîtra encore grâce aux possibilités du nouveau groupe.

Si on la rapporte à l'extraction, on trouve, dans l'ensemble un taux moyen de 7,2 % avec des valeurs extrêmes de 5,7 % pour le Hainaut et de 8,2 % pour le Levant. Ces taux sont à rapprocher de la quote part des produits secondaires dans l'extraction qui est de l'ordre de 30 % : la Centrale ne consomme ainsi même pas le quart des produits secondaires des mines.

Alimentation des charbonnages en énergie électrique. — A concurrence de 80 % environ, le charbon fourni à la Centrale sert à produire l'énergie électrique nécessaire pour les mines. Le complément est utilisé pour alimenter d'autres consommateurs, la Carbochimique notamment.

L'énergie livrée aux mines est décomptée suivant une formule assez compliquée, qui, d'après les tableaux fournis, conduit finalement à un prix du kWh voisin de 0,80 F.

Ce prix, qui est environ égal au prix de 1,1 kg ou de 1,2 kg de charbon lavé, paraît un peu fort.

En particulier, la quote part des frais propres de centrales semble très largement calculée à 0,47 F, non compris les frais de manutention et de broyage du charbon.

Les ristournes et les dividendes. — Des ristournes ont été faites aux charbonnages de façon assez irrégulière. Des dividendes ont été aussi distribués, au moins depuis 1950.

Des renseignements, probablement incomplets, qui nous ont été fournis, l'ensemble de ces avantages pendant les six années écoulées représente en moyenne 22 F par tonne de charbon livrée pour la production de l'énergie nécessaire à la mine.

Les ristournes seules s'échelonnent entre 0,011 F et 0,027 F par kWh.

Le projet d'extension. — Il existe un projet d'extension de la Centrale de Quaregnon.

Ce projet s'intègre comme suit dans l'ensemble du programme de développement de la production d'énergie électrique en Belgique.

La consommation actuelle du pays se situe entre 9 et 10 milliards de kWh par an. On escompte un accroissement annuel de 5 % par an, soit d'environ 40 % ou de 4 milliards de kWh d'ici 1960. Si l'utilisation moyenne est de 5 000 heures, la puissance à installer d'ici là serait de 1 000 000 kW.

Le désir des charbonnages serait de réaliser la moitié de cette augmentation de puissance et dans cette moitié, la part du Borinage serait de 120 000 kW. D'où le projet visant à installer deux groupes de 60 000 kW (ou peut-être de 80 000 kW).

Il a paru avantageux de les installer à Quaregnon, à côté des anciens groupes, de façon à tirer parti des installations de stockage, de manutention et de mélange déjà existantes; le coût ne serait ainsi que de 8 000 F par kW (soit de 960 millions pour les deux groupes).

On envisage de réaliser un cycle poussé : 120 kg/cm² et 535° aux chaudières, avec resurchauffe à 520°. La consommation pratique tomberait au-dessous de 2 800 calories par kWh, contre 3 260 calories prévues pour 1954 dans la Centrale actuelle. Le délai de réalisation serait de l'ordre de 4 ans.

Compte tenu du déclassement des deux petits groupes, la puissance utile de la Centrale serait ensuite de 190 000 kW. Pour une utilisation annuelle de 5 000 heures, sa consommation annuelle de bas-produits serait environ de 570 000 tonnes, soit le double de la consommation actuelle. Elle ne représenterait encore que la moitié du tonnage de bas-produits dans l'extraction supposée maintenue à son niveau actuel.

Les charbonnages envisagent cette fois de réaliser seuls les deux nouveaux groupes. La question est de savoir si et à quelles conditions les réseaux accepteraient de reprendre le courant correspondant. Les premiers contacts vont être pris.

Il est donc prématuré de supputer avec précision quelle valorisation les mines pourront obtenir pour leurs bas-produits.

L'une des sociétés espère un boni de 15 F par tonne sur l'ensemble de son extraction et les trois autres seulement 10 F par tonne.

Essayons d'apprécier ces supputations. Les nouveaux groupes produiront ensemble environ 600 millions de kWh par an. Si l'on admet, comme dans la Ruhr, que le prix d'achat du kWh par le réseau sera égal au prix de revient que ce dernier pourrait obtenir en utilisant des charbons marchands dans une Centrale placée dans les mêmes conditions, le boni par thermie serait de 100 — 74 = 26 F, par kWh de 7,3 centimes, pour 600 millions de kWh de 43,8 millions et par tonne extraite de 13 F en moyenne.

C'est dire que l'ordre de grandeur des supputations est valable dans l'hypothèse qui vient d'être faite. Mais cette hypothèse n'a des chances d'être vérifiée que si les réseaux se trouvent dans l'obligation, pour leurs nouvelles installations, de consommer des charbons marchands.

II. Cokerie de Tertre.

La Société « Carbonisation Centrale » exploite à Tertre une cokerie comprenant 4 batteries avec leurs installations annexes et capable de traiter 3 000 à 3 200 tonnes de fines par jour.

C'est une filiale des charbonnages seuls. Ceux sous enquête ont les participations suivantes, qui correspondent aux tonnages enfournés :

Cockerill	34,3 %
Ouest de Mons	28,9 %
Hainaut	6,9 %
Levant	5,4 %
Total	75,5 %

La cokerie de Tertre constitue pour les quatre charbonnages un débouché très important, pouvant atteindre 860 000 tonnes par an, soit plus du quart de leur extraction totale. Mais la répartition entre eux est très inégale : la proportion de l'extraction qui est carbonisée, dépasse 1/3 dans les mines à charbons gras (Cockerill, Ouest de Mons), tandis qu'elle tombe jusqu'à 7 % dans les autres (Hainaut, Levant).

La cokerie travaille à façon; elle achète les fines au prix du barème, vend au mieux le coke, le gaz et les sous-produits, puis, après avoir couvert ses dépenses y compris ses amortissements et rémunéré son capital à 4 %, elle fait une répartition des résultats au prorata des tonnages reçus.

Les résultats des dernières années ont été assez variables dépendant étroitement du marché du coke : c'est ainsi qu'ils ont été déficitaires en 1949 et 1950 et qu'au contraire ils ont permis des ristournes très notables au cours des deux années précédentes et surtout en 1951 et 1952. En moyenne, sur les 6 années et par tonne enfournée, la ristourne s'est élevée à 65 F.

Naturellement, la bonification rapportée à la tonne extraite est très variable, dépendant elle-même de l'importance relative du charbon carbonisé; elle a été la suivante :

Ouest de Mons... ..	29 F
Cockerill	15 F
Levant	10 F
Hainaut	4 F

Il est intéressant de souligner que le prix du gaz vendu soit à l'usine de synthèse, soit au réseau de distribution est très voisin de ceux pratiqués en France dans le Bassin du Nord et du Pas-de-Calais.

Un projet d'extension est prévu comportant la création d'une cinquième batterie de 1961 à 1965. Il n'entre pas en compte pour l'avenir des charbonnages au cours des prochaines années. Il ne semble pas, dans les circonstances actuelles, que l'on puisse recommander de hâter cette réalisation.

III. Usine de synthèse de Tertre.

La Société « Carbochimique » exploite une usine d'ammoniaque de synthèse (150 tonnes par jour) basée sur l'hydrogène de gaz de cokerie, les installations correspondantes de transformation en engrais azotés et complexes, ainsi que des appareillages pour la production de dérivés de l'éthylène, etc.

C'est une société anonyme, dans laquelle les charbonnages détiennent la moitié du capital, l'autre moitié étant pour l'essentiel entre les mains de la Société Générale de Belgique et de l'Union Chimique Belge.

Trois charbonnages sur les quatre soumis à l'enquête, sont actionnaires : Ouest de Mons, Cockerill

et Levant, rassemblant un peu moins du tiers du capital.

Les dividendes distribués : 23 millions en 1951 et 1952 n'apportent pas un secours bien important aux sociétés participantes (de l'ordre de 1 F par tonne extraite). Mais il faut considérer que l'usine de synthèse assure un débouché régulier au gaz de la cokerie et à une partie de l'énergie de la centrale, constituant ainsi un élément d'équilibre de ces deux activités.

IV. Conclusion.

En définitive, il ne semble pas que les industries annexes puissent dans l'avenir proche apporter un secours nouveau bien important aux charbonnages soumis à l'enquête.

Seule l'extension de la Centrale de Quaregnon pourrait conduire à la valorisation d'une nouvelle tranche de bas-produits. Mais comme toute la production d'énergie électrique correspondante devra être livrée au réseau, il faudrait s'assurer de l'accord de ce dernier et fixer un prix contractuel de rachat de cette énergie.

Sous réserve que cet accord puisse être établi et que ce prix soit convenable, il serait recommandable que l'extension de la Centrale de Quaregnon puisse bénéficier d'une certaine priorité.

A. CHOLIN.

Annexe 13*

CHARBONNAGES BELGES. — Prévisions d'après le programme de rationalisation projeté par la société

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme								
	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
<i>Chiffres indices</i>										
Extraction annuelle	t	912 000	921 650	970 000	995 000	1 110 000	1 140 000	1 140 000	1 168 000	
Extraction journalière	t	3 276	3 210	3 400	3 500	3 900	4 000	4 000	4 100	
Rendement du fond	kg	893	907	930	950	978	1 000	1 025	1 050	
Rendement fond et jour	kg	615	643	682	700	725	741	755	776	
		1947-53								
Investissements en millions de F		455	108	84	89	47	—	—		
<i>Dépenses</i>										
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	
Frais de main-d'œuvre	577	557	529	515	502	490	480	466		
Frais de matériel et d'énergie	257	256	251	249	239	237	237	235		
Dégâts de surface	25	25	24	23	21	20	20	20		
Frais administratifs et frais généraux ainsi que frais de vente	41	41	39	38	34	33	33	32		
Intérêts comptables	10	14	17	20	20	20	20	19		
Total	910	893	860	845	816	800	790	772		
<i>Recettes</i>										
Recettes pour charbon	615	620	686	686	686	686	696	712		
Autres recettes	5	4	5	5	5	5	5	5		
Dividendes	4	—	—	—	—	—	—	—		
Total	624	624	691	691	691	691	701	717		
<i>Résultats</i> (intérêts comptables y compris)	—286	—269	—169	—154	—125	—109	—89	—55		

* Les annexes 1 à 12 sont remplacées par les planches I et II.

LEVANT. — Prévisions d'après le programme de rationalisation projeté par la société

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
		1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	389 250	745 000	817 600	859 600	901 600	943 600	988 400	988 400	988 400	1 078 000
Extraction journalière	t	3 201	2 780	2 920	3 070	3 220	3 370	3 530	3 530	3 530	3 850
Rendement du fond	kg	967	985	990	995	1 000	1 030	1 060	1 060	1 060	1 078
Rendement fond et jour	kg	680	674	689	702	714	739	762	762	762	762
<i>Investissements en millions de F</i>											
	1947-53	347	50	115	122	110	70	14	34	37	—
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t
Frais de main-d'œuvre	505	511	502	495	488	472	457	457	457	457	431
Frais de matériel et d'énergie	218	235	226	221	217	213	210	210	210	210	203
Dégâts de surface	15	18	17	16	15	15	14	14	14	14	13
Frais administratifs et frais de vente	37	44	40	38	37	35	33	33	33	33	31
Intérêts comptables	9	13	17	22	26	28	28	29	30	30	30
Total	784	821	802	792	783	763	742	743	744	744	708
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	642	636	655	655	656	685	695	695	695	695	747
Autres recettes	2	—	—	4	4	4	4	4	4	4	4
Dividendes	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Total	645	636	655	659	660	689	699	699	699	699	751
<i>Résultats (intérêts comptables y compris)</i>	-139	-185	-147	-133	-123	-74	-43	-44	-45	-45	+43

Annexe 15

OUEST DE MONS. — Prévisions d'après le programme de rationalisation projeté par la société

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
		1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	688 500	739 500	768 500	797 500	826 500	855 500	870 000			
Extraction journalière	t	2 407	2 550	2 650	2 750	2 850	2 950	3 000			
Rendement du fond	kg	1 019	1 030	1 042	1 052	1 069	1 072	1 080			
Rendement fond et jour	kg	726	728	732	746	764	773	780			
<i>Investissements en millions de F</i>											
	1949-53	169	45	74	64	52	7	—			
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t			
Frais de main-d'œuvre	476	477	473	467	458	455	451				
Frais de matériel et d'énergie	185	182	180	179	177	175	174				
Dégâts de surface	11	11	11	11	11	11	11				
Frais administratifs et frais généraux ainsi que frais de vente	31	31	30	30	29	29	29				
Frais de traçage à Ste-Catherine	27	13	—	—	—	—	—				
Intérêts comptables	3	5	9	12	14	14	13				
Total	733	719	703	699	689	684	678				
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	660	636	642	675	681	681	691				
Autres recettes	3	3	3	3	3	3	3				
Dividendes	3	—	—	—	—	—	—				
Total	666	639	645	678	684	684	694				
<i>Résultats (intérêts comptables y compris)</i>	—67	—80	—58	—21	—5	±0	+16				

Annexe 16

HAINAUT. — Prévisions d'après le programme de rationalisation projeté par la société

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962	
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	877 450	950 400	964 800	993 600	993 600	1 051 200	1 080 000	1 080 000		
Extraction journalière	t	3 119	3 300	3 350	3 450	3 450	3 650	3 750	3 750		
Rendement du fond	kg	1 016	1 023	1 034	1 042	1 060	1 097	1 137	1 170		
Rendement fond et jour	kg	781	795	815	825	836	870	900	922		
		1947-53									
Investissements en millions de F		262	111	146	147	77	77	77	76		
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t		
Frais de main-d'œuvre	444	438	429	424	418	402	388	378			
Frais de matériel et d'énergie	188	186	185	180	180	178	177	177			
Dégâts de surface	6	9	9	9	9	9	9	9			
Frais administratifs et frais de vente	35	36	36	35	35	33	33	33			
Intérêts comptables	10	14	20	25	28	30	31	33			
Total	683	683	679	673	670	652	638	639			
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	634	643	643	643	653	668	683	686			
Autres recettes	-2	—	—	—	—	—	—	—			
Dividendes	+2	—	—	—	—	—	—	—			
Total	634	643	643	643	653	668	683	686			
<i>Résultats (intérêts comptables y compris)</i>	-49	-40	-36	-30	-17	+16	+45	+56			

Annexe 17

CHARBONNAGES BELGES. — Prévisions d'après les propositions de la Commission d'Experts

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
	1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962	
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	912 000	921 650	969 000	1 026 000	1 068 500	1 097 250	1 111 500	1 140 000	1 146 000	1 168 500
Extraction journalière	t	3 276	3 210	3 400	3 600	3 750	3 850	3 900	4 000	4 000	4 100
Rendement du fond	kg	893	907	915	922	928	928	945	983	1 032	1 130
Rendement fond et jour	kg	615	643	668	682	697	702	722	773	813	890
<i>Investissements en millions de F</i>											
	1947-53	455	108	74	85	62	44	5	—	—	—
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t
Frais de main-d'œuvre	577	557	542	532	523	521	510	487	457	421	
Frais de matériel et d'énergie	257	256	258	252	249	251	250	244	248	227	
Dégâts de surface	25	25	24	23	22	21	21	20	20	20	
Frais administratifs et frais de vente	41	41	39	37	35	34	34	33	33	32	
Intérêts comptables	10	14	17	19	21	22	22	21	20	20	
Total	910	893	880	863	850	849	837	805	778	720	
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	615	620	686	686	686	686	696	712	712	712	
Autres recettes	5	4	5	5	5	5	5	5	5	5	
Dividendes	4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
Total	624	624	691	691	691	691	701	717	717	717	
<i>Résultats (intérêts comptables y compris)</i>	—286	—269	—189	—172	—159	—158	—136	—88	—61	—3	

LEVANT. — Prévisions d'après les propositions de la Commission d'Experts

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
		1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	889 250	745 000	817 600	859 600	901 600	943 600	988 400	988 400	988 400	1 078 000
Extraction journalière	t	3 201	2 780	2 920	3 070	3 220	3 370	3 530	3 530	3 530	3 850
Rendement d ufond	kg	967	985	979	992	1 020	1 048	1 076	1 104	1 133	1 190
Rendement fond et jour	kg	680	674	683	700	724	748	772	787	801	924
<i>1947-53</i>											
Investissements en millions de F		347	50	118	142	122	51	14	34	37	—
Travaux préparatoires supplément. en millions de F		—	—	24	23	24	20	20	30	30	—
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t
Frais de main-d'œuvre	505	511	488	470	460	451	432	427	415	386	
Frais de matériel et d'énergie	218	235	221	218	216	214	211	211	211	203	
Dégâts de surface	15	18	16	15	15	15	14	14	14	13	
Frais administratifs et frais généraux ainsi que frais de vente	37	44	38	37	36	35	34	34	34	31	
Intérêts comptables	9	13	17	23	27	30	29	30	32	28	
Travaux préparatoires supplément. en millions de F	—	—	28	26	26	21	20	30	31	—	
Total	784	821	808	789	780	766	740	746	735	661	
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	642	636	655	655	656	686	699	699	714	752	
Autres recettes	2	—	—	4	4	4	4	4	4	4	
Dividendes	1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
Total	645	636	655	659	660	690	703	703	718	756	
<i>Résultats (intérêts comptables y compris)</i>	—139	—185	—153	—130	—120	—76	—37	—43	—17	+95	

OUEST DE MONS. — Prévisions d'après les propositions de la Commission d'Experts

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
		1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	688 500	739 500	768 500	797 500	826 500	855 500	870 000	870 000	870 000	870 000
Extraction journalière	t	2 407	2 550	2 650	2 750	2 850	2 950	3 000	3 000	3 000	3 000
Rendement du fond	kg	999	1 010	1 045	1 080	1 115	1 150	1 170	1 170	1 170	1 210
Rendement fond et jour	kg	704	712	734	758	787	813	826	826	826	938
<i>Investissements en millions de F</i>											
		1947-53 169	30	39	27	23	20	21	30	30	39
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t
Frais de main-d'œuvre	476	486	471	456	441	427	421	421	421	421	380
Frais de matériel et d'énergie	185	182	180	179	177	175	174	174	174	174	174
Dégâts de surface	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
Frais administratifs et frais de vente	31	31	30	30	29	29	28	28	28	28	28
Frais de traçage à Ste-Catherine	27	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Intérêts comptables	3	4	6	7	8	9	10	11	12	14	
Total	733	714	698	683	661	651	644	645	646	607	
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	660	636	642	675	681	681	681	681	681	681	681
Autres recettes	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Dividendes	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Total	666	639	645	678	684	684	684	684	684	684	
<i>Résultats (intérêts comptables y compris)</i>	-67	-75	-53	-5	+18	+33	+40	+39	+38	+77	

Annexe 20

HAINAUT. — Prévisions d'après les propositions de la Commission d'Experts

	Chiffres effectifs	Chiffres du programme									
		1953	1954	1955	1956	1957	1958	1959	1960	1961	1962
<i>Chiffres indices</i>											
Extraction annuelle	t	877 450	950 400	964 800	993 600	1 003 700	1 080 000	1 080 000	1 080 000		
Extraction journalière	t	3 119	3 300	3 350	3 450	3 485	3 750	3 750	3 750		
Rendement du fond	kg	1 016	1 023	1 034	1 042	1 070	1 130	1 194	1 252		
Rendement fond et jour	kg	781	795	815	825	844	897	937	972		
		<i>1947-53</i>									
Investissements en millions de F		262	111	146	147	77	77	77	76		
Travaux préparatoires supplément. en millions de F		—	8	10	10	10	11	11	11		
<i>Dépenses</i>											
	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t	F/t		
Frais de main-d'œuvre	444	438	429	424	414	390	372	358			
Frais de matériel et d'énergie	188	187	187	181	181	180	180	180			
Dégâts de surface	6	9	9	9	9	9	9	9			
Frais administratifs et frais de vente	35	36	36	35	35	33	33	33			
Intérêts comptables	10	14	20	25	28	30	31	33			
Frais de travaux préparatoires	—	8	10	10	10	10	10	10			
Total	683	692	691	684	677	652	635	623			
<i>Recettes</i>											
Recettes pour charbon	634	643	643	643	653	668	683	686			
Autres recettes	—2	—	—	—	—	—	—	—			
Dividendes	2	—	—	—	—	—	—	—			
Total	634	643	643	643	653	668	683	686			
<i>Résultats</i> (intérêts comptables y compris)	—49	—49	—48	—41	—24	+16	+48	+63			

Origine, structure, propriétés et valorisation de la houille

Dr. D. W. van KREVELEN,

Professeur à l'Université Polytechnique de Delft,
Directeur des Recherches aux « Staatsmijnen in Limburg »

III. — LES PROPRIÉTÉS DE LA HOUILLE ET LEURS RAPPORTS AVEC LA STRUCTURE CHIMIQUE

Introduction.

L'examen graphico-statistique (II^{me} partie de cette série¹⁾ nous a révélé l'image de la structure de la houille : une structure lamellaire, dont les lamelles se composent de groupes aromatiques reliés entre eux par des structures de jonction non aromatiques. Pendant la houillification, les dimensions des groupes aromatiques s'accroissent régulièrement, tandis que l'influence des structures de jonction non aromatiques se réduit. Nos examens nous ont permis de déterminer quantitativement les données suivantes de cette structure modèle :

- a) le nombre moyen d'anneaux par atome de carbone;
- b) la fraction du carbone sous forme d'aromates;
- c) la dimension moyenne des groupes aromatiques;
- d) les formules élémentaires des « unités » de houille.

Nous examinerons maintenant à quel point les propriétés de la houille s'accordent avec cette image structurale.

Nous considérons successivement :

1. Les propriétés optiques.
2. Les propriétés mécaniques.
3. Les propriétés chimiques.

I. Les propriétés optiques.

Nous avons décrit comment les propriétés optiques les plus importantes, savoir la réflexion de la lumière, la réfraction et l'absorption, sont reliées l'une à l'autre par la théorie électromagnétique de la lumière. La réfraction a été utilisée pour déterminer un important paramètre structural : la surface aromatique.

(1) Cycle de conférences à l'Université de Liège, dans le cadre des accords culturels Hollando-Belges. — Voir Annales des Mines de Belgique, juillet et septembre 1954.

Les autres propriétés optiques que nous considérons ici sont : l'anisotropie optique; la dispersion réfractométrique (c'est-à-dire la dépendance de l'indice de réfraction de la longueur d'onde de la lumière); le coefficient d'absorption, la couleur, le spectre infra-rouge et le spectre de diffraction des rayons X.

L'anisotropie optique.

Conformément à la structure lamellaire des matériaux de construction de la houille, il faut s'attendre à ce qu'un arrangement progressif des lamelles entraîne une anisotropie prononcée, puisque la lamelle aromatique elle-même a déjà une anisotropie à une échelle-micro. Quand la pression élevée pendant la genèse a provoqué un arrangement physique des lamelles aromatiques, respectivement des paquets de lamelles, ceci se manifeste par une anisotropie de l'échantillon total.

En cas de lumière transmise, l'anisotropie se constate déjà dans les houilles très jeunes; en cas de lumière incidente, elle se manifeste à partir d'une teneur en carbone de 84 % environ (II^{me} partie, fig. 4, 5, 6).

La dispersion réfractométrique.

La dispersion normale de matières organiques implique que l'indice de réfraction diminue quand la longueur d'onde de la lumière augmente, conformément à la formule de Cauchy :

$$n = n_{\infty} + \frac{\text{const.}}{\lambda^2} \quad (1)$$

Cependant, cette relation s'applique seulement à des matières qui sont à considérer comme isolateurs électriques. Quand une conduction d'électrons va se produire, on a selon Maxwell :

$$n^2 = \varepsilon \mu \frac{1 + \{1 + 4(\sigma\tau/\varepsilon)^2\}^{1/2}}{2} \quad (2)$$

(où ϵ et μ sont respectivement la constante diélectrique et la susceptibilité magnétique).

Quand la conductibilité spécifique σ des électrons a des valeurs finies, n tendra à augmenter avec l'accroissement du temps de vibration τ , donc avec l'accroissement de la longueur d'onde. Dans ce cas, l'influence de la longueur d'onde sur l'indice de réfraction est donc opposée à celle des isolateurs idéals : on parle alors de *dispersion négative*.

La figure 1 représente la dispersion réfractométrique de la houille. On voit qu'à une teneur en carbone supérieure à 94 % la dispersion est réellement

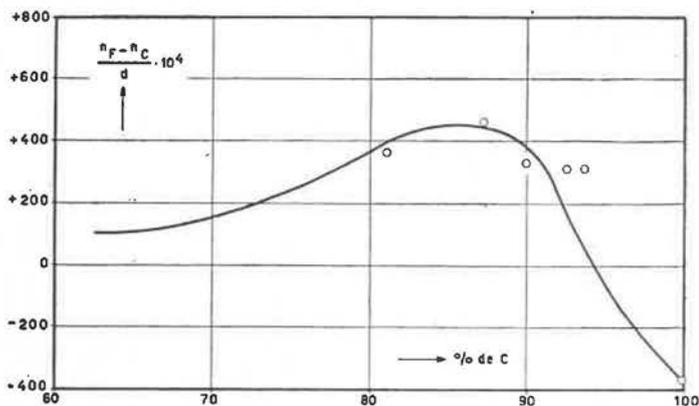


Fig. 1. — Dispersion réfractométrique de houilles.

négative, concordant entièrement avec le fait que la houille, dans cette étape de houillification, a une conductibilité électrique dont la cause sera encore discutée.

Coefficient d'absorption.

Selon la théorie de Maxwell, la formule suivante s'applique au coefficient d'absorption :

$$k = \frac{2\sigma}{\epsilon \{1 + [1 + 4(\sigma\tau/\epsilon)^2]^{1/2}\}} \quad (5)$$

dans laquelle les symboles σ , τ et ϵ ont la signification susmentionnée.

Selon cette théorie, l'absorption d'un isolateur idéal ($\sigma \approx 0$) est donc très basse ou nulle; du conducteur idéal ($\sigma \approx \infty$), le coefficient d'absorption est 1 et l'absorption est complète.

Or, les grands groupes aromatiques sont des semi-conducteurs. Quand les groupes aromatiques dépassent une certaine dimension critique, le potentiel d'ionisation devient suffisamment bas pour provoquer la conductibilité. Il est donc aisé de comprendre qu'à partir d'une grandeur critique des lamelles aromatiques, le coefficient d'absorption s'accroît fortement. La figure 2 donne les valeurs de coefficients d'absorption, telles qu'elles sont calculées à partir de la réflexion. La figure 3 représente les mesures de l'absorption dans la lumière infra-rouge à une longueur d'onde de 10μ .

La couleur.

L'absorption de lumière détermine aussi la couleur. Nous avons étudié le rapport entre la structure

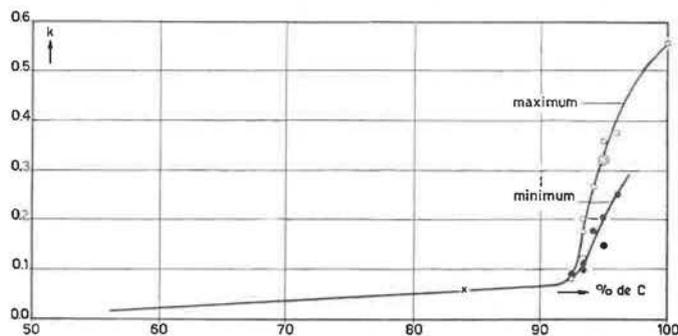


Fig. 2. — Indice d'absorption de houilles.

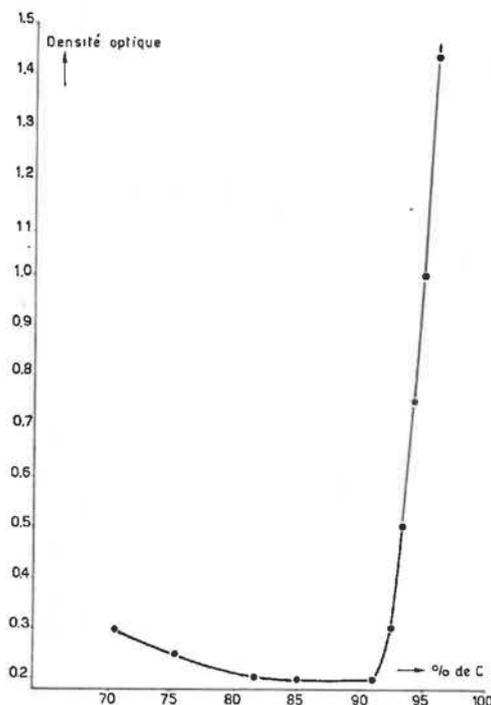


Fig. 3. — Absorption infra-rouge de houille de différents degrés de houillification à 10μ .

et la couleur dans les hydrocarbures aromatiques condensés. Cette étude a prouvé que la couleur aussi est largement déterminée par l'étendue des lamelles aromatiques, ce qui apparaît à la figure 4 (*). Le nombre d'atomes périphériques d'hydrogène a été pris comme mesure de l'étendue de la molécule. On constate que, dans les systèmes aromatiques péri-condensés, la couleur est déjà rouge-orange à 15 atomes de H environ, ce qui correspond à 10 anneaux environ par molécule. Quand l'extension augmente, la couleur fonce de plus en plus. La présence de groupes chromophores implique que la couleur fonce encore davantage.

Bien que ceci révèle déjà la couleur foncée de la houille, il y a tout de même d'autres effets qu'il est important de mentionner.

Mon collaborateur, le Dr R. Westrik, a examiné trois matières à structure aromatique fortement condensée dont chacune contenait un groupe quinoïde

(*) Valeurs prises de 13.

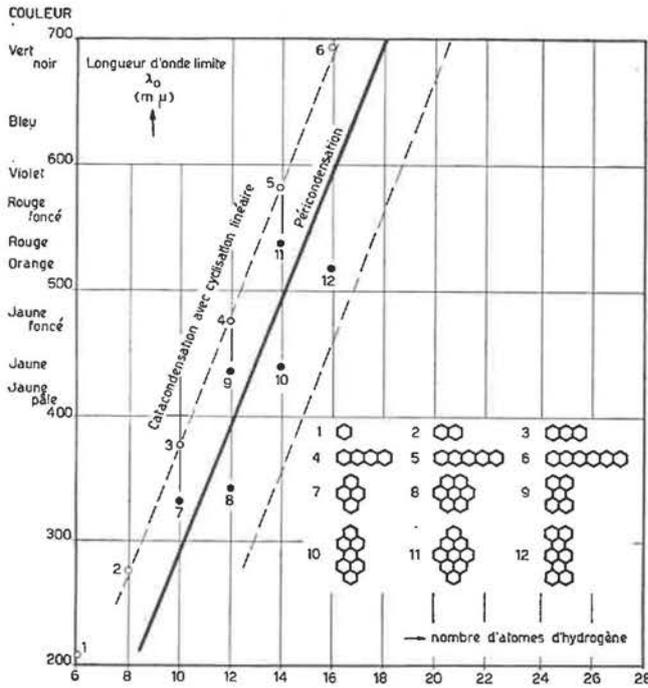


Fig. 4 — Constitution et couleur d'hydrocarbures aromatiques condensés.

fonçant la couleur. Il s'agissait du violanthron, de l'isoviolanthron et du pyranthron. Ces corps sont respectivement bleus, gris foncé et oranges. Leur diagramme radiographique est très caractéristique. On peut les dissoudre dans de l'acide sulfurique et par dilution de la solution, les précipiter sans changer leur structure, ainsi qu'il apparaît au radiodiagramme. Cependant, en mélangeant les solutions d'acide sulfurique et en diluant ce mélange avec de l'eau, il se dépose un coprécipitat. La couleur de ce dernier est noire, alors que le radiodiagramme est celui de la houille. Le mélange mécanique ordinaire des composants a pourtant une couleur brune. Nous sommes d'avis que ces essais constituent un argument de poids en faveur du modèle lamellaire de la houille, ainsi qu'en faveur de l'interaction entre de grandes lamelles aromatiques condensées. En effet, l'image radiographique prouve qu'il s'est formé une matière toute neuve : un tassement de lamelles aromatiques de même type, mais de construction différente, et dont chacune présente une coloration qui n'est à vrai dire pas noire, mais qui dans l'ensemble offre l'aspect d'une matière entièrement noire. Ceci correspond à notre modèle de houille qu'on présume construite de lamelles aromatiques dont les types sont égaux, mais dont la structure fine est différente.

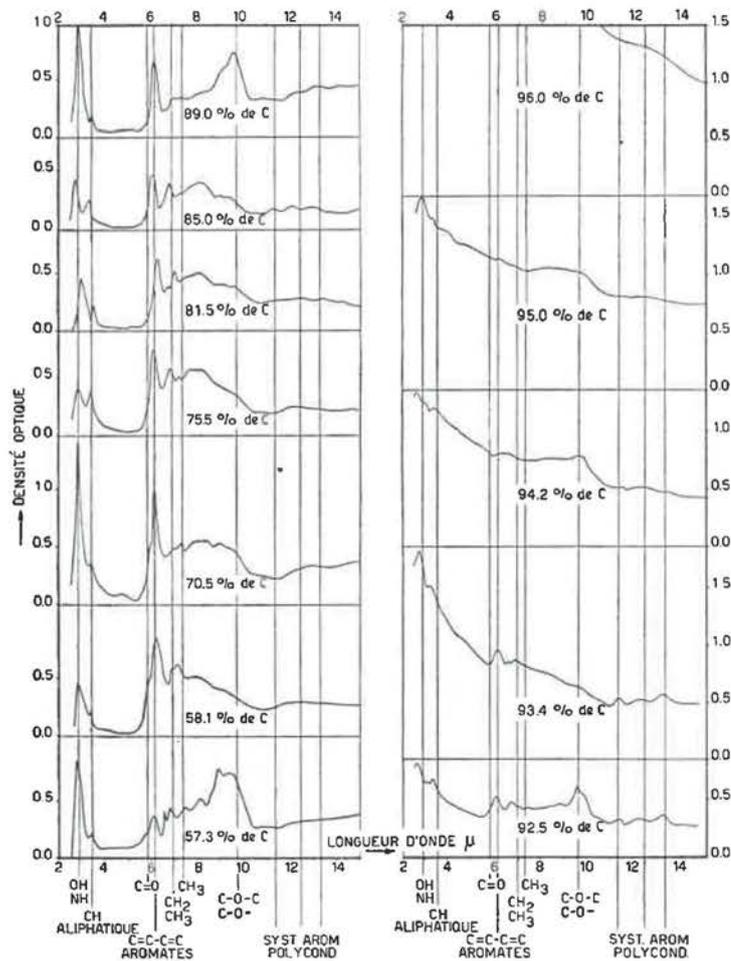


Fig. 5. — Spectres infra-rouges de houille.

Spectres infra-rouges.

La figure 5 représente les spectres infra-rouges de toute la série de houillification. La densité optique y est reproduite comme fonction de la longueur d'ondé. Les groupes suivants se rencontrent dans la houille :

TABLEAU 1

Groupes	Longueur d'onde (μ)
—OH, —NH	3,0
C—H aliph.	3,4
(C—C) arom.	6,3
—CH ₂ , —CH ₃	6,7
—CH ₃	7,3
—C—O—C—	8,0 - 10
squelette aromatique condensé	11,3; 12,4; 13,3

Considérons les spectres un peu plus en détail.

Les trois bandes d'absorption du squelette aromatique condensé, bien qu'elles soient caractéristiques, ne sont pas spécifiques pour un groupe déterminé, mais elles doivent être considérées comme un spectre moyen d'aromates polycycliques. Dans les houilles les plus jeunes, ces trois bandes caractéristiques des systèmes polycycliques apparaissent à peine; pour une teneur en carbone de 81 % environ, elles se manifestent et deviennent plus intenses quand la houillification avance. Au-dessus d'une teneur en carbone de 93 %, elles sont pourtant masquées par l'absorption non spécifique des électrons de la structure graphitoïde produite.

Les groupements méthyl et méthylène sont certainement présents. De plus, il est clair qu'il manque des doubles liaisons oléfiniques isolées et des fonctions —C = O. Dans la houille, l'oxygène se rencontre principalement sous forme de fonction —OH— et peut-être sous forme de fonction —O—. L'absorption nette de la fréquence C—O—C, surtout dans les houilles jeunes, pourrait révéler une structure de jonction entre de (petits) groupes aromatiques.

Tout ceci correspond donc au modèle développé.

Spectres de diffraction des rayons X.

La figure 6 représente les images radiodiffractives de la série de houillification. Ce qui nous frappe en premier lieu, c'est que les images prennent de plus en plus forme quand la houillification avance. Ceci correspond à un arrangement croissant. Les interférences, qui répondent à la distance entre les lamelles, sont très bien accusées. La netteté des bandes de diffraction est une mesure pour le diamètre des zones cryptocristallines.

A l'aide d'une synthèse Fourier, on peut déduire assez exactement, des images de diffraction obtenues, le diamètre des lamelles aromatiques et le nombre moyen de lamelles dont l'ensemble forme

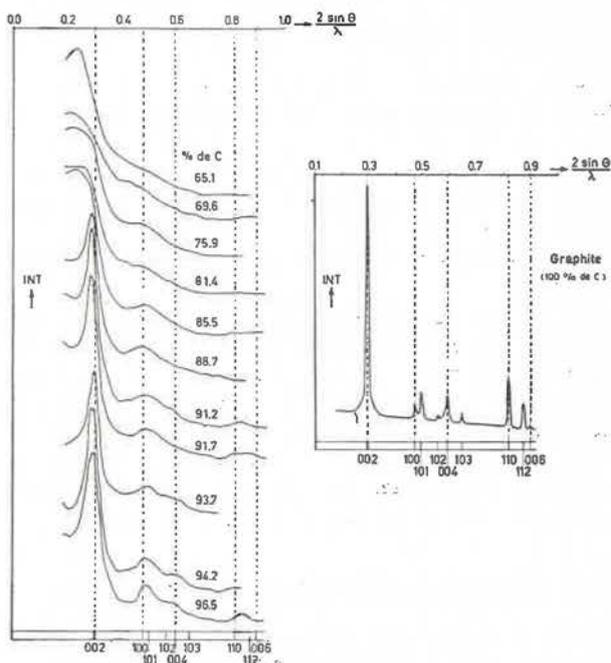


Fig. 6. — Spectres de diffraction des rayons X pour la série de houillification.

une zone arrangée (cristallite). Il en résulte qu'on obtient des diamètres qui correspondent très bien avec ceux que nous avons calculés à partir de l'incrément de réfraction et qu'on rencontre ensuite des hauteurs de cristallite qui varient de 3 à 10 lamelles quand la houillification progresse (3) (*).

Il paraît que chaque diamètre de lamelle comporte une hauteur déterminée du cristallite.

Les « mutations » de Seyler.

Seyler⁵ a fait sensation par sa trouvaille que, pendant la houillification, la réflexion de la lumière (donc en principe aussi les autres propriétés optiques) ne change pas de façon continue, mais par bonds, et cela selon la formule :

$$R = 0,26 \times 1,363^N \quad (4)$$

dans laquelle N est le nombre de réflexions de Seyler (N = 1, 2, ... 9).

Ce qu'il y a de plus remarquable, c'est que les examens radiographiques de Hirsch ont prouvé que le nombre de réflexion de Seyler se rattache directement (est même presque identique) au nombre de lamelles aromatiques dont l'ensemble forme un cristallite³.

En résumé, on peut constater que l'image structurale nous permet d'interpréter, en partie qualitativement et en partie même quantitativement, les propriétés optiques.

La conductibilité intralamellaire, conséquence logique de la structure aromatique (mobilité des π -électrons), est la cause de la marche de l'intensité

(*) Les dimensions de cristallite indiquées par Riley⁴ se sont avérées inexactes.

de réflexion, de l'indice de réfraction et de l'exaltation réfractométrique. La forme en tôle des lamelles permet un arrangement dans le plan de la stratification et explique ainsi l'anisotropie optique.

La conductibilité interlamellaire explique la dispersion réfractométrique négative et l'augmentation rapide du coefficient d'absorption au-dessus d'une teneur en carbone de 91 %. La conductibilité intra- et interlamellaire explique aussi la couleur très foncée.

A l'image structurale développée correspondent aussi le spectre infra-rouge et le spectre radiodiffractif. Celui-ci permet une évaluation indépendante des diamètres des groupes qui correspondent assez exactement à ceux calculés à partir des données de réfraction. Les niveaux de réflexion de Seyler se révèlent enfin parallèles au nombre de lamelles dont l'ensemble forme une zone arrangée (cristallite).

II. Propriétés mécaniques et rhéologiques.

Ces propriétés sont également liées à la structure chimique, bien que dans un rapport plus éloigné.

Dureté et module d'élasticité de la houille.

Dans notre laboratoire, nous avons déterminé la « microdureté » (indice Vickers) d'une série de vitrinites. On détermine l'empreinte durable qu'un diamant pyramidal, mis sous une certaine pression, peut provoquer dans la houille. Il ne s'agit donc pas seulement de la dureté, mais surtout de la résistance à la déformation. Les résultats obtenus se trouvent à la figure 7. Il apparaît que l'indice de Vickers croît

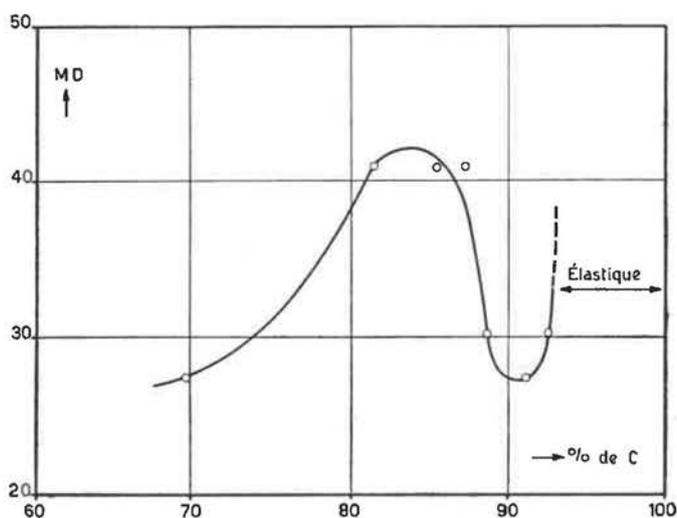


Fig. 7. — Indice de micro-dureté selon Vickers pour les houilles.

fortement en passant du lignite à la houille, décroît ensuite après avoir atteint un maximum, passe par un minimum à environ 90 % C et croît à nouveau.

Nous avons constaté que la houille devient complètement élastique à une teneur en carbone de 92 %, c'est-à-dire que l'empreinte n'est plus durable.

Ceci correspond aux données sur le module d'élasticité déterminées dans notre laboratoire par la mesure de la vitesse du son. Celui-ci augmente forte-

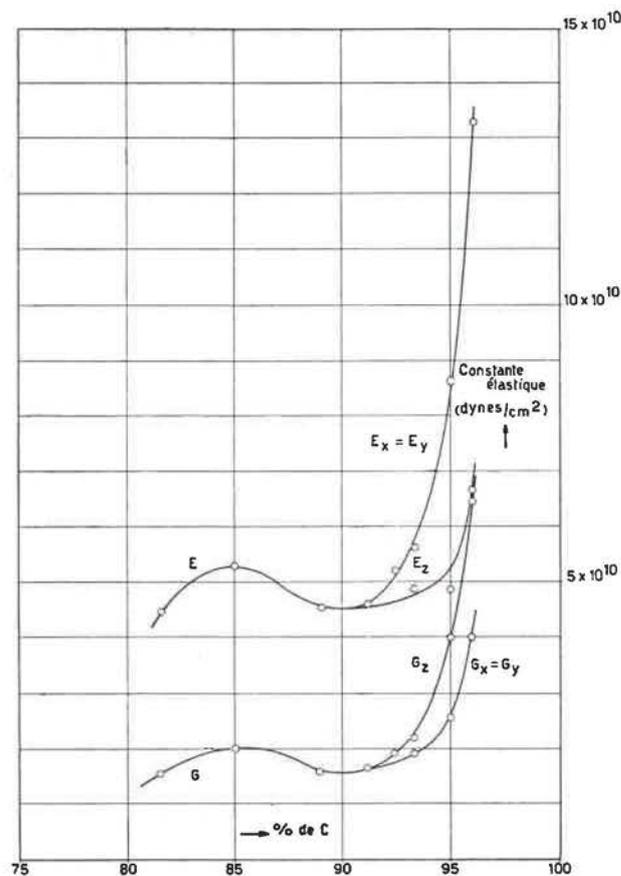


Fig. 8. — Modules d'élasticité du vitrain.

ment dans la zone de houillification > 92 % (fig. 8), tandis que la compressibilité dans cette zone se réduit fortement (fig. 9).

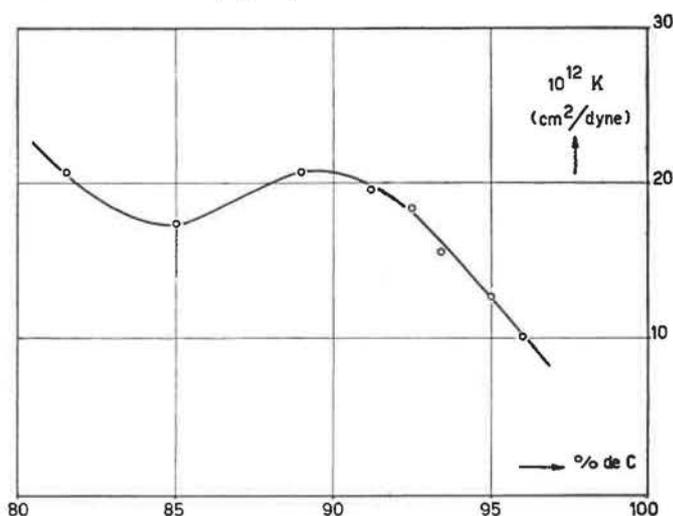


Fig. 9. — Compressibilité du vitrain.

Viscosité (fluidité).

La viscosité minimum que la houille présente après le ramollissement se mesure avec un viscosimètre, d'après le principe torsion-résistance. La figure 10 en donne un nombre de mesures. Cette figure prouve

que les plus basses viscosités sont mesurées dans l'étape de houillification située entre 85 et 89 % de C; au delà de celle-ci, la viscosité augmente très fort.

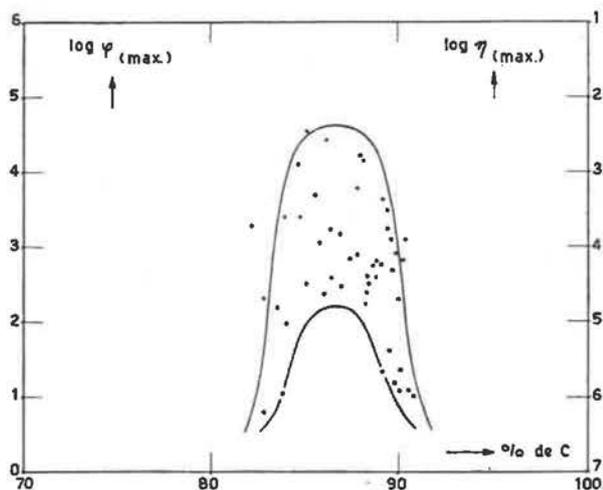


Fig. 10. — Fluidité maximum pendant le ramollissement de houilles.

Concassabilité.

La concassabilité (Hardgrove grindability test) présente également un maximum à 88-89 % de C (fig. 11) ⁶. Les houilles jeunes sont plus difficiles à concasser; la concassabilité diminue de même quand le degré de houillification dépasse 90 % de C.

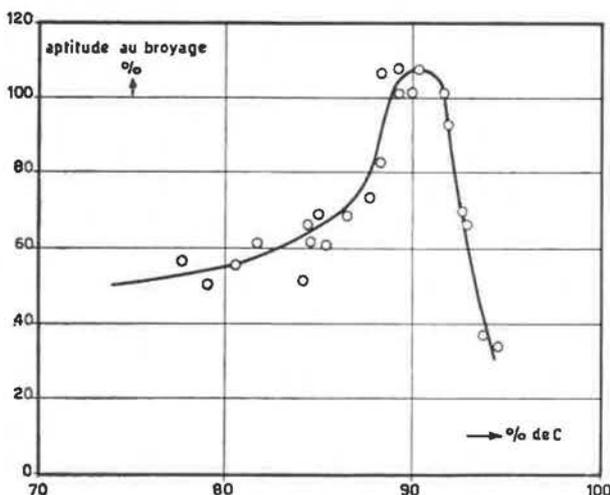


Fig. 11. — Indice de concassabilité (« Hardgrove Grindability ») des houilles (Mesures effectuées par I.G.C. Dryden).

Comment peut-on imaginer ce comportement en accord avec le modèle? Pour répondre à cette question, nous recourons à l'analogon mécanique du liquide élastovisqueux qui permet de décrire les propriétés rhéologiques des substances macromoléculaires. Cet analogon se compose d'une série de ressorts et d'une série de pistons (fig. 12) qui se meuvent dans un liquide visqueux. Ce système étant soumis à une pression, la longueur du ressort s'adapte rapidement aux conditions, tandis que le piston

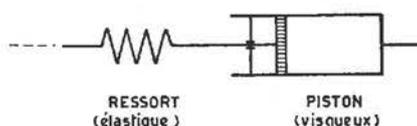


Fig. 12.

ne réagit que lentement. La pression étant supprimée brusquement, le ressort reprend sa longueur originale; ceci par opposition au piston. Dans le liquide de Maxwell, le piston correspond à la viscosité et le ressort à l'élasticité. L'arrêt du piston après la brusque suppression de la pression correspond à l'empreinte durable pendant l'essai de dureté.

Un fort accroissement du module d'élasticité démontre que quelque chose a changé dans la structure, savoir que la viscosité est devenue très grande; dans l'analogon, cela signifie que le piston se serre et que le comportement mécanique est principalement conditionné par le ressort.

Le fait que la houille, au delà d'une teneur en carbone de 91 %, ne se ramollit plus pendant le chauffage, révèle vraiment que la viscosité est devenue très grande. Ceci s'explique par la forte augmentation des forces de liaison entre les grandes lamelles aromatiques.

En résumé, on peut dire que les propriétés mécaniques et rhéologiques sont expliquées qualitativement par l'image structurale proposée. Au début, les petits groupes aromatiques sont reliés entre eux par des structures de jonction, ce qui entraîne une certaine élasticité et rigidité. Quand la houillification progresse, le nombre de structures de jonction diminue et la cohérence s'affaiblit. Entretemps, il se développe une tendance opposée : l'interaction entre les groupes aromatiques grandissants. Entre 87 et 90 % de C, l'énergie de cohésion atteint un minimum, semble-t-il, ce qui se manifeste par la plasticité, la concassabilité et par une faible élasticité. Quand l'interaction interlamellaire se renforce pendant que la houillification continue à progresser, les propriétés plastiques disparaissent.

Dans notre laboratoire, des recherches sont actuellement en cours pour réaliser aussi une relation quantitative entre les données expérimentales et l'image structurale.

III. Propriétés chimiques.

Il va sans dire qu'une explication détaillée des propriétés chimiques, selon la structure modèle, nous mènerait trop loin. Nous nous contentons de quelques chapitres détachés.

Teneur en matières volatiles.

La teneur en matières volatiles est un paramètre assez grossier pour la classification rapide de la houille. Il importe néanmoins d'examiner si notre modèle de houille se prête à une prédiction approximative de la teneur en matières volatiles.

Des essais effectués sur des matières dont la structure est connue ont prouvé que des corps purement aliphatiques tels que le polyéthylène, le caoutchouc,

la cellulose et similaires, se composent presque totalement de « matières volatiles », c'est-à-dire sont pyrolysés à peu près sans résidu de coke. La même chose s'applique aux matières telles que le polystyrène, qui sont partiellement aromatiques, il est vrai, mais dont le noyau aromatique n'est pas condensé et n'est lié à la chaîne aliphatique que par une seule liaison C—C.

Par contre, les aromates fortement condensés, tels que le dibenzathrone, paraissent produire très peu de matières volatiles. Riley et ses collaborateurs⁷ ont fait un examen systématique à ce sujet. Nous avons constaté que le « fixed carbon », obtenu par leurs essais de pyrolyse sur des matières polycycliques condensées, pouvait être calculé assez exactement en supposant que tout le carbone dans le squelette aromatique condensé arrive dans le résidu de coke.

Il était donc évident que la teneur en matières volatiles était à calculer, même pour la houille, à partir de la fraction du carbone aromatique dans les « lamelles ». On admet dès lors que ce carbone reste dans le résidu de coke, tandis que la presque totalité de carbone non aromatique, ainsi que la presque totalité d'hydrogène (*), d'oxygène et d'azote sont enlevées par pyrolyse. Ainsi on peut déduire directement :

$$\frac{MV}{100} = \frac{M_c - f_a \cdot 12,4}{M_c} = 1 - f_a \frac{12,4}{M_c} \quad (5)$$

A l'aide de (5), il est possible de calculer la fraction de carbone aromatique à partir de la teneur en matières volatiles. Le résultat en est reproduit au tableau 2. Les valeurs trouvées correspondent très bien à celles de la méthode densimétrique.

TABLEAU 2

% de C	M _c	Matières volatiles mesurées	f _a déterminé des matières volatiles	f _a exp.
81,5	14,735	39	0,72	0,72
85,0	14,133	35	0,74	0,74
89,0	13,494	27	0,79	0,78
91,2	13,155	20	0,84	0,83
92,5	12,989	13 ⁵	0,91	0,88
93,4	12,872	8 ⁵	0,95	0,91
94,2	12,750	6	0,965	0,93
95,0	12,645	5	0,97	0,96
96,0	12,515	4	0,97	0,98

Solvolyse et hydrolyse.

On sait que le lignite est presque entièrement « soluble » dans de la lessive alcaline. Ceci se base sur le fait que le lignite renferme beaucoup de groupements polaires, principalement des groupes hydroxyles, qui permettent la solvatisation de la macromolécule. La houille, par contre, n'est presque plus soluble dans de la lessive puisque, d'une part, le nombre des groupes hydroxyles est fortement réduit et, d'autre part, le caractère d'hydrocarbure hydrophobe est plus développé. Dans les bases organiques

(*) Le résidu de coke n'est pas du carbone pur. Les analyses prouvent que la valeur M_c est de 12,4.

telles que l'éthylène-diamine, la benzylamine, la diéthylène-triamine, la pipéridine et la pyridine, la houille est encore « soluble » puisque ces matières, non seulement contiennent un groupe polaire réagissant de façon basique, mais encore parce qu'elles ont un caractère d'hydrocarbure⁸.

Cette solubilité disparaît entièrement quand la teneur en carbone est environ de 90 % (fig. 13).

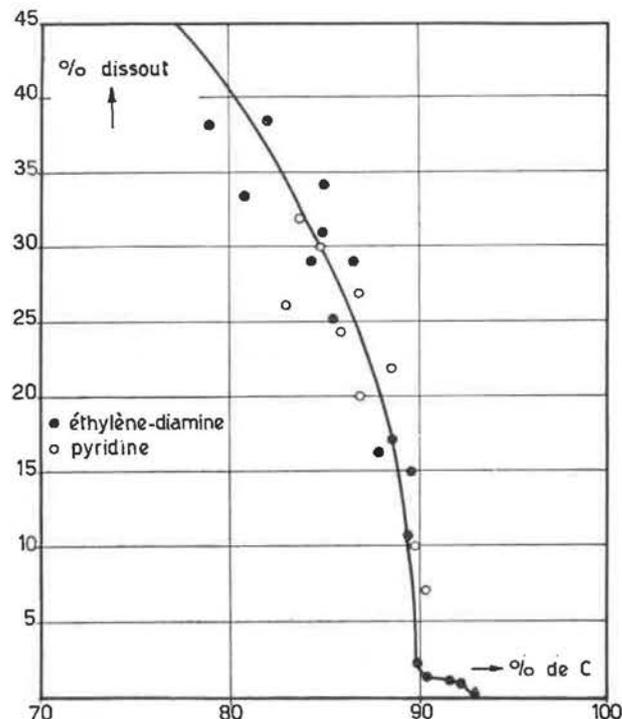


Fig. 13. — Solvolyse des houilles. (Selon les mesures de Dryden, Wynne-Jones, Blyden et autres).

Cette teneur en carbone correspond à une augmentation de l'interaction entre les lamelles aromatiques et à une réduction du nombre de groupements polaires telle que la houille se conduit comme une matière inerte; le rendement de l'énergie de solvation est si faible que la « solution » est empêchée. Le fait que les extraits de pyridine renferment aussi des produits de décomposition d'un poids moléculaire peu élevé (350 environ) doit être expliqué par la décomposition de la macromolécule dont les plus petites unités correspondent au poids moléculaire trouvé.

Le comportement de la houille vis-à-vis de l'hydrogénation est analogue à la solvolyse. Dans ce

cas, il est également impossible de transformer de la houille, d'une teneur en carbone de plus de 91 %, en des produits liquides⁹ (fig. 14).

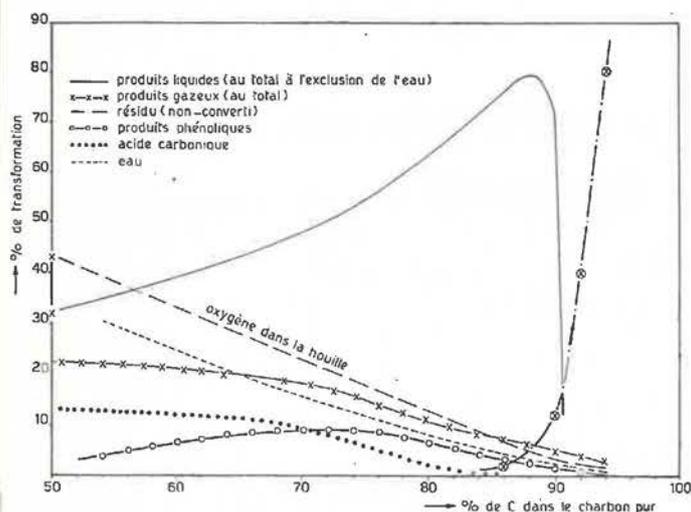


Fig. 14. — Hydrogénolyse de vitrain.

Les résultats des essais d'hydrogénation de B. S. Biggs et J. F. Weiler¹⁰ et de C. D. Le Claire¹¹ indiquent des teneurs en atomes cycliques d'environ 80 % et un nombre d'anneaux d'environ 6 pour un poids moléculaire de 420, c'est-à-dire 1 anneau par poids moléculaire d'environ 70. Ceci correspond assez bien à notre modèle structurel.

Oxydation.

Les essais très systématiques de W. A. Bone et ses collaborateurs¹² sur l'oxydation de la houille avec du permanganate de potassium sont également interprétés par notre modèle.

Bone a prouvé que, dans le premier stade de houillification (70 % de C), 30 % environ du carbone de la houille sont convertis en acides aromatiques. A 92 % de C, ce pourcentage monte à 50. Le reste du carbone est décomposé en acide carbonique et en acide oxalique. De plus, on trouve de l'acide acétique provenant des parties non aromatiques de la molécule (fig. 15).

L'augmentation du rendement en acides aromatiques (dans la série entière de houillification), principalement des acides tri-, tétra- et pentacarboxyliques, est à peu près proportionnelle au pourcentage du carbone aromatique que nous avons calculé et qui, dans le même intervalle de houillification, augmente de 0,61 à 0,85 environ.

En résumé, on peut donc constater que l'image structurelle permet une interprétation tant des propriétés optiques que mécaniques et chimiques. Bien

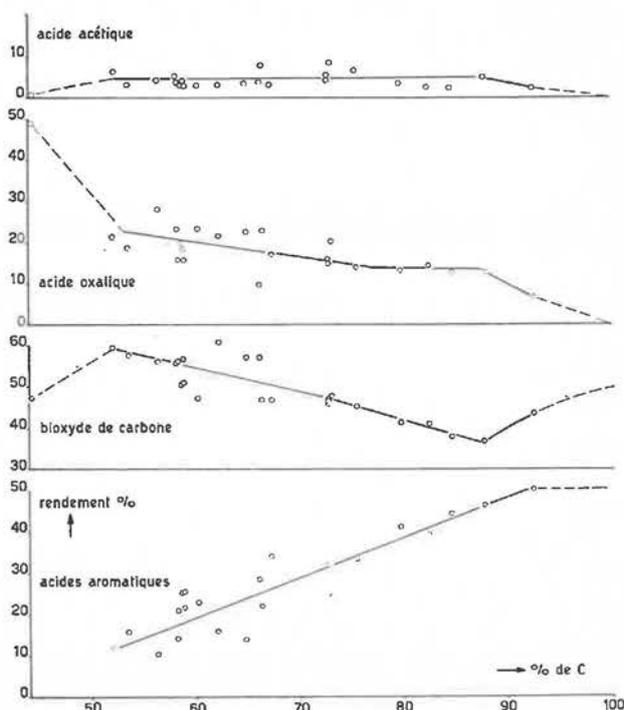


Fig. 15. — Oxydolyse de houilles.

que l'interprétation soit principalement de nature qualitative, le résultat obtenu est tel qu'une amélioration des méthodes expérimentales permet des espoirs pour l'avenir.

BIBLIOGRAPHIE

1. VAN KREVELEN D. W., Ann. Mines de Belg. (1954).
2. CLAR E., Aromatische Kohlenwasserstoffe, Berlin, 1952.
3. HIRSCH P. B., cité par ELLIS Ch., Inst. Gas Eng. Publ. 436 (1953).
4. RILEY H. L., BLAYDEN H. E. et GIBSON J., Proc. of Conf. on Ultrafine Structure of Coals and Cokes, BCURA, Londres, 1944, p. 176.
5. SEYLER C. A., Ultrafine Structure, etc., 1944, p. 270.
6. DRYDEN I. G. C., Fuel, 30, 217 (1951).
7. BLAYDEN H. E., GIBSON J. et RILEY H. L., J. Inst. Fuel, 18, févr. 1945.
8. WYNNE-JONES, W. F. K., BLAYDEN H. E. et SHAW F., Brennstoff-Chemie, 33, 201 (1952).
9. FISHER C. H., SPRUNK G. C., EISNER A., CLARKE L. et STORCH H. H., Fuel, 18, 132, 196 (1939).
10. BIGGS B. S. et WEILER J. F., J. Am. Chem. Soc., 59, 369 (1937).
11. LE CLAIRE C. D., J. Am. Chem. Soc., 63, 343 (1941).
12. BONE W. A. et HIMUS G. W., Coal, its constitution and uses, Londres, 1936.

Les installations d'extraction à multicâbles sur poulies et tambours à adhérence

par J. VERWILST,

I.C.M., A.I.Br., Ingénieur à l'A.I.B., Léopoldville.

SAMENVATTING

De kwestie der meervoudige kabels maakt meer en meer de aandacht gaande van de ontginners. Er bestaan reeds een vijftigtal ophaalinrichtingen met meervoudige kabels, die met voldoening functioneren : in Duitsland (Mijn Hannover II) en in de ijzermijnen van Zweden. Andere dergelijke installaties zijn voorzien of in uitvoering in Canada, U.S.A. en Zuid-Afrika.

Het stelsel met meervoudige kabels lost op elegante wijze het vraagstuk op van de extractie van zware ladingen op grote diepte, maar het is vooral onder oogpunt van de verhoging der veiligheid dat het de grootste aandacht verdient.

Deze verhoging van veiligheid dient onder verscheidene oogpunten te worden beschouwd; niet enkel onder oogpunt van het feit dat twee of vier kabels een veiliger bedrijf verzekeren dan een enkele kabel, maar eveneens en misschien vooral, omdat het stelsel van de meervoudige kabels zal toelaten het gebruik van draden van te hoge weerstand te vermijden, waartoe men dikwijls genoodzaakt is zijn toevlucht te nemen om een enige kabel te kunnen verwezenlijken die aan de gegeven vereisten van de extractie beantwoordt, en omdat men daardoor in zekere gevallen bepaalde ingewikkelde kabelvlechtin- gen kan vervangen door voordeliger, eenvoudiger en veiliger constructies.

In onderstaande bijdrage worden de verschillende voordelen opgesomd en besproken met verwijzing naar de lijst der bestaande inrichtingen, die reeds gedurende meerdere jaren in bedrijf zijn.

RESUME

La question des câbles multiples retient de plus en plus l'attention des exploitants.

Il y a déjà une cinquantaine d'installations d'extraction à câbles multiples dans le monde qui fonctionnent de façon très convenable : en Allemagne (Mine Hannover II) et dans les mines de fer du nord de la Suède. D'autres installations sont en montage ou sont prévues (Canada, U.S.A., Afrique du Sud).

Le système d'extraction à câbles multiples résout de façon élégante le problème de l'extraction des grosses charges à grande profondeur, mais c'est surtout au point de vue augmentation de la sécurité qu'il mérite d'être considéré avec la plus grande attention.

Cette augmentation de la sécurité doit être considérée à plusieurs titres différents, non seulement celle qui est due au fait que deux ou quatre câbles présentent beaucoup plus de sécurité qu'un seul, mais également, et peut-être même surtout, parce que les câbles multiples permettront d'éviter les fils de trop haute résistance unitaire qu'il sera parfois nécessaire de prendre pour pouvoir réaliser un câble unique répondant aux conditions voulues pour l'extraction, et dans certains cas d'éviter des constructions de câble présentant moins d'avantages que d'autres constructions plus simples.

Dans l'article ci-dessous, les différents avantages de ce système sont énumérés et discutés avec référence à la liste d'installations existantes qui fonctionnent depuis déjà plusieurs années.

0. GENERALITES.

On peut dire que l'application du principe de la poulie d'entraînement pour câble d'extraction a apporté un progrès considérable dans l'exploitation des mines.

L'origine de cette découverte est due à un Liégeois nommé Lemielle, d'après ce qu'en dit Habets dans son cours d'exploitation des mines (tome 1, p. 549), et elle a été appliquée dès 1858 à Montrambert et décrite dans la *Revue Universelle des Mines* en 1862.

Il semble que le système Koepe, comme on l'appelle généralement, dans sa forme primitive (à un câble), ait donné actuellement le maximum de ce que l'on pouvait en attendre et qu'il ne permet plus de satisfaire à toutes les exigences les plus modernes de l'extraction de grosses charges à grande profondeur. De plus, le système Koepe (monocâble) présente des inconvénients dont les plus graves sont celui de la chute des deux cages dans le puits en cas de rupture du câble et celui de l'obligation de l'exploitation à un seul niveau principal d'extraction par machine.

Les charges utiles élevées d'extraction de plus en plus nécessaires pour permettre une exploitation rentable, conduisent pour un câble unique à des diamètres de câbles qui deviennent incompatibles avec les dimensions qu'il faut donner aux installations (diamètre des poulies, molettes, gorges des poulies, etc.) ou qui nécessitent des résistances unitaires trop élevées pour le fil d'acier, ou bien qui conduisent à une construction du câble où le pourcentage de perte dit « perte au câblage », de plus en plus élevé, constitue un obstacle croissant à l'élévation de la charge de rupture. De plus, il existera toujours des craintes de glissement dangereux.

L'utilisation du principe des câbles multiples vient heureusement à point pour trouver une solution à ces difficultés et pour permettre de progresser dans le domaine de l'extraction. Mais, dès à présent, il semble que, si l'utilisation de la poulie Koepe à un câble a constitué un progrès considérable dans l'extraction, l'application des câbles multiples peut être considérée comme devant amener un progrès encore beaucoup plus important.

1. — AVANTAGES.

Les avantages certains des câbles multiples sont les suivants :

1.0. — Sécurité quasi certaine contre la chute des cages.

Du fait de la présence de plusieurs câbles dont la rupture simultanée est beaucoup moins à craindre et augmente dans une mesure sensible la sécurité de l'installation. A ce sujet, on possède l'expérience des ascenseurs et monte-charge dont on ne peut citer aucune chute de cage pour les installations à câbles multiples.

Depuis l'installation en 1938, dans les mines de Suède, du premier tambour à câbles multiples, et dont le nombre d'installations à l'heure actuelle dépasse la cinquantaine, on n'a pas d'exemple de chute de cage dans le puits pour ce genre d'installation.

1.1. — Réalisation possible de tous les programmes d'extraction, aussi ambitieux qu'ils puissent être pour notre époque.

On peut imaginer l'extraction avec autant de câbles qu'on veut. On pense actuellement à 10 ou 12 câbles. Il n'y a, a priori, que les dimensions

en largeur qui puissent en limiter le nombre. Il n'y a donc pratiquement pas de limite pour le poids de la charge à soulever ainsi que pour la profondeur d'extraction, pour autant que celle-ci ne soit pas telle que la charge de rupture du câble soit dépassée par son propre poids.

1.2. — Sécurité contre le glissement.

Dans aucune installation à câbles multiples, on n'est parvenu à provoquer le glissement. C'est une des raisons pour lesquelles, dans la plupart des installations suédoises, l'angle embrassé est égal à 180°. Nous reviendrons sur cette question plus loin. Les treuils d'extraction sont au sommet de la tour d'extraction et la poulie de déflexion est supprimée.

1.3. — Diminution de la pression spécifique.

La pression spécifique du câble sur la gorge de poulie est exprimée par la formule

$$\frac{(T_1 + T_2) \text{ statique}}{D d}$$

Cette formule devient pour les installations multicâbles

$$\frac{(T_1 + T_2) \text{ statique}}{n D d}$$

On voit immédiatement que, à section égale totale de métal, plus le nombre de câbles augmente, plus la pression spécifique diminue.

D'autre part, à condition que les valeurs minima des rapports

$$\frac{\text{Diamètre du tambour}}{\text{Diamètre du fil}} \quad \text{et} \quad \frac{\text{Diamètre du tambour}}{\text{Diamètre du câble}}$$

soient respectées, c'est la pression spécifique qui conditionnera le diamètre du treuil d'extraction.

Plus le nombre de câbles sera élevé, plus les dimensions de ce treuil pourront être réduites.

1.4. — Suppression de la torsion.

Les câbles seront câblés alternativement dans un sens et dans l'autre. Comme leur nombre sera toujours pair, les couples de torsion seront annulés. Il en résultera un très grand avantage par rapport aux installations à câble unique où l'absence absolue de giration ne peut jamais être réalisée.

1.5. — Simplification des installations.

Le diamètre du tambour du treuil conditionne tout le restant de la machinerie. Le diamètre de la poulie Koepe dans les dernières machines d'extraction installées paraît être la limite supérieure compatible avec la bonne stabilité de l'installation. Pour toutes les installations existantes ou envisagées à multicâbles, le diamètre du treuil ne dépasse pas 4 m. On imagine instan-

tanément la réduction permise pour toute la machinerie par rapport à un diamètre de poulie Koepe de 8 m, par exemple.

On s'aperçoit aussi immédiatement que la diminution du diamètre du treuil entraîne, ou rend possible, du fait de l'augmentation de la sécurité contre le glissement dans les installations à multicâbles, la suppression de la poulie de déflexion pour les installations montées sur tours, ce qui entraîne une augmentation de la durée de vie des câbles par la suppression de flexions alternées et des vibrations consécutives dans le câble; on s'aperçoit aussi que cette suppression diminue la hauteur de la tour (toutes choses égales par ailleurs) de 6 m au minimum, si nous nous référons aux dimensions des installations existantes.

Enfin, la diminution de tous les poids entraînera une plus grande légèreté dans la construction, le tout se traduisant par une diminution du prix des installations.

Ces installations semblent indiquées pour succéder avantageusement aux anciennes machines d'extraction à câbles plats où les câbles sont lourds, encombrants et coûteux.

Cette plus grande maniabilité, la plus grande légèreté des installations, seront particulièrement à apprécier dans tous les cas où les conditions de manutention et de transport poseront des problèmes spéciaux. Ce sera le cas notamment lors de la création ou du renouvellement d'installations en pays éloigné du lieu d'origine où bien souvent les moyens de manutention seront réduits, si pas rudimentaires (pays neufs, colonies).

1.6. — Câbles et attaches.

Les câbles seront beaucoup plus maniables, plus faciles à placer et à enlever. À sections de métal égales, la résistance totale des multicâbles sera plus grande, car la perte au câblage d'un petit câble est plus petite que celle d'un gros câble. Les câbles se vendant au poids, leur prix ne sera pas plus élevé. Les attaches sont plus simples et plus légères et le contrôle en service est plus facile et plus efficace.

2. — DESCRIPTION DE QUELQUES INSTALLATIONS.

Le système des câbles multiples a été introduit en Suède en 1938.

À l'heure actuelle, il existe une quarantaine d'installations qui fonctionnent dans ce pays avec la plus entière satisfaction, et cette technique semble se généraliser dans le monde entier. La preuve la plus convaincante nous en sera fournie par les décisions du National Coal Board dont il sera fait mention ci-dessous.

2.0. — Machines d'extraction à adhérence en Suède. — Construction.

Les lignes ci-dessous sont extraites de l'article de E.S. Little et C.M. Barrett « Observations on Friction Hoists », paru dans le numéro de janvier 1954 du *Canadian Mining Journal*.

« L'adoption de l'extraction par câbles multiples en Suède a eu comme conséquence une diminution importante du diamètre des tambours. Le rapport diamètre tambour/diamètre câble a rarement une valeur inférieure à 80 quoique, dans les installations avec machine au sommet du chevalement, on accepte parfois une valeur un peu moindre pour éviter l'emploi de poulies de déviation. Les tambours sont de construction entièrement soudée, en tôle et en profilés d'acier. Le corps cylindrique du tambour est soudé à des rayons constitués de profilés laminés en acier et qui sont soudés à leur tour au moyeu en acier moulé. Le moyeu du tambour est emmanché à chaud sur l'arbre. Les extrémités de la table du tambour sont tournées et polies pour servir de jantes de frein. Les paliers sont à rouleaux et les roulements à rouleaux sont maintenus dans leur logement par un étrier, ce qui permet d'enlever le couvercle pour visiter et graisser sans aucune difficulté. Le jeu d'engrenages taillés avec précision, compris entre le moteur et la poulie d'entraînement, est enfermé dans un carter de construction rigide et est pourvu d'un graissage automatique. L'arbre primaire est relié à l'arbre du moteur par un accouplement élastique. Tous les roulements sont à rouleaux. La boîte d'engrenages est montée sur ressorts pour lui permettre de suivre la flexion de l'arbre du tambour et aussi pour tenir compte d'erreurs d'alignement qui pourraient exister. Ces ressorts interviennent en outre pour atténuer les pointes de charges dues au démarrage et au freinage, et spécialement celles dues au freinage d'urgence. L'appui ou le siège du câble est généralement constitué par des lamelles en cuir de vache. Des expériences effectuées pendant un temps assez long ont démontré que le cuir présentait le coefficient de frottement le plus élevé et était en même temps le plus résistant à l'usure. On utilise néanmoins parfois d'autres matériaux tels que des lamelles de courroies en caoutchouc, des bloquets en bois, des garnitures de frein, et des garnitures en aluminium. Les sièges des câbles sont maintenus en place par des bloquets en chêne, boulonnés au tambour au moyen de boulons à tête plate. »

2.1. — Suède - Canada - Etats-Unis (fig. 1, 2, 3 et 4).

Nous donnons ci-après les caractéristiques des installations existant en Suède, au Canada et aux Etats-Unis.

Le tableau ci-après nous a été communiqué par la Société ASEA qui en est le constructeur. Il y a 26 treuils d'extraction qui fonctionnaient en 1953 — 31 treuils d'extraction sont en cours de montage et seront terminés en 1954, ou en 1955 — pour cages ou pour skips, soit en tout 57 treuils à câbles multiples en Suède équipant 41 installations.

Parmi tous ces treuils, il y en a

- 18 à 2 câbles;
- 3 à 3 câbles;
- 36 à 4 câbles.

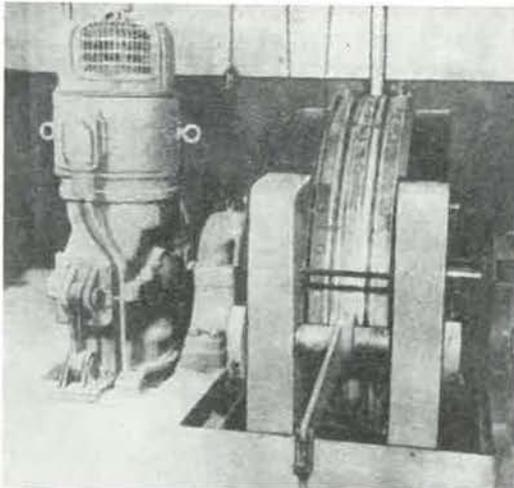


Fig. 1. — Installation n° 3 du tableau.

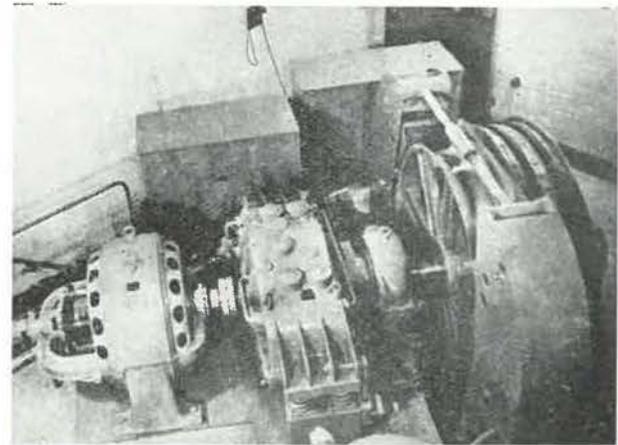


Fig. 3. — Installation n° 6 du tableau.

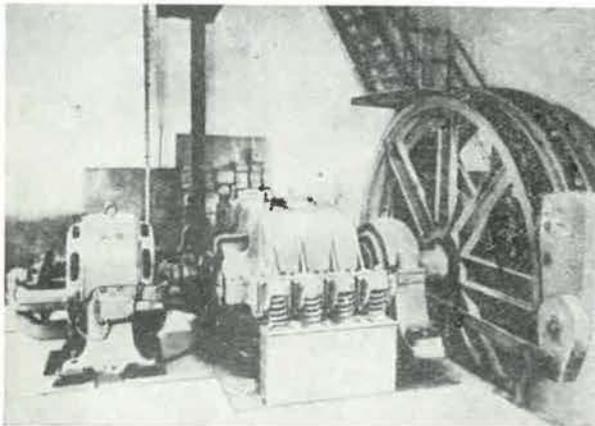


Fig. 2. — Installation n° 4 du tableau.

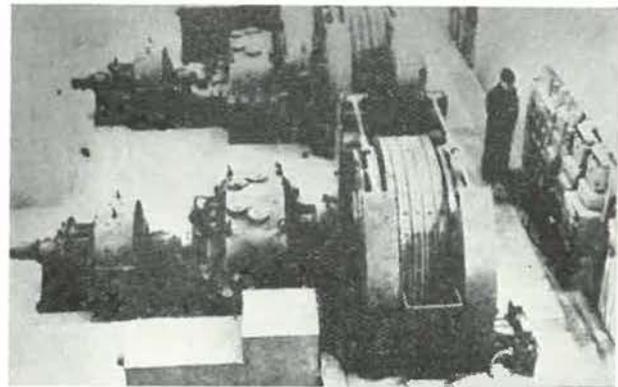


Fig. 4. — Installation n° 7 du tableau.

On remarquera le nombre prépondérant d'installations à quatre câbles. Comme on le verra pour les installations prévues en Angleterre, Afrique du Sud et France, ce sont les installations à quatre câbles qui sont le plus en faveur. L'installation de la mine Hannover II en Allemagne est aussi à quatre câbles.

Les diamètres des câbles employés vont de 12,5 à 35 mm, ces derniers utilisés à quatre câbles pour une charge de service de 22 t.

On parle, pour la mine de Kiruna, des caractéristiques suivantes :

- Cage : 30 t ;
- Chariots : 33 t ;
- Charge utile : 60 t ;

soit 123 t sur 12 câbles de 30 mm de diamètre, mais de plus amples détails nous manquent.

La majeure partie de ces installations sont en système Ward Léonard, les autres en triphasé, les puissances allant de 40 à 1 500 CV pour les moteurs. Nous verrons que, pour les installations prévues par le National Coal Board, il sera utilisé des moteurs allant jusque 3 000 CV.

Les vitesses ne dépassent pas 16 à 18 m à la seconde.

Les profondeurs ne dépassent pas 650 à 700 m en Suède, mais l'installation prévue pour la

« Cleveland Cliffs Iron Co, Michigan » aura une profondeur d'extraction de 1 200 m (n° 34 du tableau).

Comme particularité, signalons que, pour les installations n°s 11 et 12 du tableau, l'extraction se fait avec des berlines de 7 700 lbs. Ces installations n°s 11 et 12 sont à une cage et un contre-poids. Dans ce système, la cage peut être beaucoup plus grande que dans le système ordinaire à deux cages ou deux skips.

Sur les 57 treuils dont fait mention le tableau ci-dessus, il y en a 45 à une cage (ou un skip) et contre-poids, et 12 à deux cages (ou skips).

Il y a 34 treuils avec extraction par skip et 23 avec extraction par cage.

A remarquer sur le tableau ci-après les huit treuils de Luossavaara-Kirunavaara au delà du cercle arctique, avec lesquels on compte extraire 12 millions de tonnes de minerai de fer par an à partir de 1955.

Presque toutes les installations dont il est question ci-dessus sont montées sur tour en béton avec ascenseur pour se rendre dans la salle des machines d'extraction.

La plupart de ces installations sont à câble d'équilibre plat en acier galvanisé, un petit nombre étant équipé de câbles d'équilibre ronds antigiratoires à couches multiples de torons ronds.

Le type d'attache est généralement celui utilisé en Allemagne (système DEMAG ou G.H.H.)

MACHINES D'EXTRACTION A CABLES MULTIPLES INSTALLEES C

N ^{os}	Client	Année de livraison	Nom du puits	Nombre de treuils	Type d'installation	Cables			Profondeur d'extract./m
						Diam. poutre/m	nombre	Ø mm	
1.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1958	Laver	1	1 cage	0,94	5	12,7	305
2.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1958	Laver	1	1 skip	1,96	2	34,9	305
3.	Sandvikens Jernverks AB, Sandviken	1945	Bodas	1	1 cage	1,80	2	19,1	579
4.	Sandvikens Jernverks AB, Sandviken	1945	Bodas	1	1 skip	3,20	2	31,7	579
5.	Tuolluvaara Gruv AB, Kiruna	1947	Tuolluvaara	1	1 cage	0,99	2	14,3	201
6.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1948	Luossavaara	2	1 cage	2,—	2	25,4	201
7.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1951	Shaftarea 1	2	1 cage	2,41	4	28,6	457
8.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1952	Shaftarea 1	2	1 skip	2,51	4	28,6	457
9.	Dannemora Gruv AB, Dannemora	1952	Dressing Plant	1	1 skip	3,—	2	34,9	1 006
10.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1954-56	Central Shaft	8	1 skip	5,25	4	34,9	457
11.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1954	Central Shaft	1	1 cage	2,41	4	28,6	457
12.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1953	S 2 - 4	3	1 cage	2,41	4	28,6	457
13.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Kiruna	1954	Luossavaara	2	1 skip	2,41	4	28,6	448
14.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Malmberget	1954	Freja	1	1 skip	2,41	4	28,6	396
15.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Malmberget	1954	Freja	1	1 skip	2,41	4	28,6	396
16.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Malmberget	1954	Kapten Shaft	2	1 skip	2,41	4	28,6	503
17.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Malmberget	1954	Kapten Shaft	1	1 cage	2,—	4	25,4	503
18.	Luossavaara-Kiirunavaara AB, Malmberget	1953	Vitalors	2	1 cage	2,—	4	19,1	396
19.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1953	Laisvall	1	2 skips	2,—	4	22,2	274
20.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1953	Dressing Plant	1	1 skip	1,96	2	25,4	140
21.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1953	Renstrom	1	2 skips	2,26	2	28,6	1 006
				(skips basculants)					
22.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1953	Ravliden	1	2 skips	2,26	2	25,4	610
23.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1953	Renstrom	1	1 cage	1,96	2	22,2	1 006
24.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1953	Ravliden	1	1 cage	1,96	2	22,2	610
25.	Bastkarns Gruf AB,	1953	Silverhojden	1	1 skip	2,—	3	22,2	503
26.	Svenska Kullagerfabriken, Hofors	1953	Vingesbacke	1	1 cage	2,26	2	28,6	1 006
27.	Svenska Kullagerfabriken, Hofors	1953	Vingesbacke	1	2 skips	2,26	2	22,2	1 006
28.	Trafic AB Grangesberg-Oxelosund	1954	Grangesberg	1	1 cage	1,24	3	15,9	100
29.	Outokumpu Oy, Outokumpu, Finland	1954	Keratti	1	2 skips	3,—	2	31,7	396
30.	Outokumpu Oy, Outokumpu, Finland	1954	Keratti	1	2 cages	3,—	2	31,7	396
31.	Surahammars Bruks AB, Surahammar	1954	Kallmora	1	2 skips	2,—	4	25,4	396
32.	Outokumpu Oy, Outokumpu, Finland	1955	Vihanti	1	2 skips	3,—	2	31,7	1 006
33.	Bolidens Gruv AB, Boliden	1955	Dressing Plant	1	2 skips				
34.	Cleveland-Cliffs Iron Co. Ishpeming, Michigan, U.S.A.	1954	« C » Shaft	1	1 cage	2,26	2	28,6	503
35.	Cleveland-Cliffs Iron Co. Ishpeming, Michigan, U.S.A.	1954	« C » Shaft	2	1 skip	3,—	4	28,6	1 200
36.	Stora Kopparbergs Bergslags AB, Falun	1955	Bergslags Shaft	1	2 skips	2,11	4	22,2	1 006
37.	Stora Kopparbergs Bergslags AB, Falun	1955	Bergslags Shaft	1	1 skip	2,—	3	22,2	1 006
38.	Stora Kopparbergs Bergslags AB, Falun	1955	Bergslags Shaft	1	1 cage	2,—	3	22,2	1 006
39.	Falconbridge Nickel Mines Ltd., Ontario	1955		1	2 skips	3,—	4	31,7	1 280
40.	Falconbridge Nickel Mines Ltd., Ontario	1955		1	1 cage	3,—	4	28,6	1 280
41.	AB, Statsgruvor, Haksberg	1955	Ickorbotten	1	2 skips	2,—	4	19,1	701

COURS DE CONSTRUCTION FABRIQUEES PAR A.S.E.A., VASTERAS

se d'ex- action u/sec	Charge kg	Skip kg	Cage kg	Contrepoids kg	Couplage électrique	Puissance CV	Tours par minute tr/min	Tension V	Fréquence	Genre de commande	N° de la photo
5	1 000	—	1 820	2 410	W.L.	40	65	220	Courant Continu	PB 9	
5	5 000	6 580	—	8 630	W.L.	165	600	300	Courant Continu	PB 2	
5	860	—	1 820	2 410	W.L.	50	1 000	440	Courant Continu	PB 9	fig. 1
5/3	4 500	6 990	—	9 080	W.L.	135	750	440	Courant Continu	PB 3	fig. 2
2,5	900	—	770	1 270	W.L.	28	1 050	440	Courant Continu	PB 5	
4	4 500	—	3 310	5 220	W.L.	185	730	440	Courant Continu	PB 8	fig. 3
5	8 630	—	7 500	11 800	W.L.	410	800	440	Courant Continu	PB 8	fig. 4
1,2/5,6	15 000	10 900	—	18 600	W.L.	680	750	510	Courant Continu	PB 3	
1/6,8	4 720	8 630	—	10 440	3 PH	350	485	380	50	Main	
1,2/5,6	20 000	15 900	—	25 880	W.L.	1 150	750	600	Courant Continu	PB 3	
5	8 630	—	6 500	9 530	W.L.	410	800	440	Courant Continu	PB 8	
5	8 630	—	6 500	9 530	W.L.	410	800	440	Courant Continu	PB 8	
5	7 500	6 350	—	10 000	W.L.	410	800	440	Courant Continu	PB 3	
5	10 000	10 000	—	15 000	W.L.	545	650	440	Courant Continu	PB 12	
10/5	10 000	10 000	—	15 000	W.L.	545	650	440	Courant Continu	PB 5	
10/5	10 000	10 000	—	15 000	W.L.	545	650	440	Courant Continu	PB 2	
4	6 130	—	6 350	10 000	W.L.	205	750	440	Courant Continu	PB 10	
4	6 130	—	4 000	6 990	W.L.	205	750	440	Courant Continu	PB 10	
6,1	5 450	8 170	—	—	W.L.	550	750	440	Courant Continu	PB 2	
5	5 000	4 000	—	—	3 PH	210	730	380	50	PB 2	
0/6,1	4 000	3 180	—	6 450	W.L.	435	750	440	Courant Continu	PB 2	
0/6,1	4 000	6 130	—	—	W.L.	435	750	440	Courant Continu	PB 2	
6,1	3 500	—	2 410	4 130	W.L.	220	750	220	Courant Continu	Main	
6,1	3 500	—	2 410	4 130	W.L.	220	750	220	Courant Continu	Main	
5	4 500	6 220	—	8 630	3 PH	210	730	380	50	PB 2	
1,1/4,6	3 810	—	2 000	3 900	W.L.	145	600	500	Courant Continu	PB 12	
1,1/6,6	3 000	4 180	—	—	W.L.	325	810	440	Courant Continu	PB 2	
2	2 220	—	1 180	2 320	W.L.	50	1 080	230	Courant Continu	PB 2	
7,1	5 450	5 900	—	—	3 PH	670	730	3 000	50	PB 2	
7,1	5 450	—	5 900	—	3 PH	250	750	380	50	PB 2	
5	4 000	5 900	—	—	3 PH	330	730	380	50	PB 5	
4,2/7,1	5 000	5 900	—	—	3 PH	600	730	380	50	PB 2	
11,2	4 000	3 180	—	—	3 PH	840	750	1 500	50	PB 2	
									Courant Continu	PB 12	
10	6 810	—	5 900	9 310	W.L.	1 500	600	525	Courant Continu	PB 6	
10	15 620	9 080	—	15 900	W.L.	1 500	600	525	Courant Continu	PB 6	
6,3/8,1	5 900	5 450	—	—	3 PH	900	730	380	50	PB 2	
5,2/8,1	2 500	6 350	—	7 720	W.L.	380	750	440	Courant Continu	PB 12	
5,2/8,1	2 500	—	2 500	3 770	W.L.	380	750	440	Courant Continu	PB 12	
11,4	7 720	8 630	—	—	W.L.	1 500	600	600	Courant Continu	PB 2	
10,4	5 900	—	7 260	10 210	W.L.	665	750	600	Courant Continu	PB 15	
4,6	5 000	5 680	—	—	3 PH	380	750	380	50	PB 2	

La plupart des installations sont à « Push Buttons » et le chiffre qui suit l'indication « P B » au tableau indique le nombre de niveaux auxquels peuvent se faire les opérations.

Voici ce que dit à ce sujet l'article du *Canadian Mining Journal* dont il a été question ci-dessus :

2.1.0. — Conduite par boutons-poussoirs.

« Environ 75 % des treuils d'extraction en Suède sont commandés par boutons-poussoirs. Les installations à cages sont actionnées de l'intérieur des cages et celles à skips le sont aux recettes.

« La conduite par boutons à l'intérieur de la cage est semblable à celle utilisée dans un ascenseur d'immeuble à appartements sans liftier. La cage est appelée par un bouton à la recette et le sélecteur d'étage est situé à l'intérieur de la cage. Les verrouillages et enclenchements nécessaires sont prévus de telle sorte que le passager est entièrement maître de la cage depuis le moment où elle arrive à l'étage où il se trouve jusqu'au moment où il la libère à son arrivée à destination, soit en fermant la porte du puits, soit en appuyant sur le bouton de libération. S'il désire se réserver la cage à un certain niveau, il lui est possible de le faire en appuyant sur un bouton prévu à cet effet.

« On estime en Suède, qu'il serait impraticable de suspendre sous la cage un câble souple de commande quand la profondeur du puits dépasse 2 000 pieds (610 m). Dans ce cas, le passager, après être entré dans la cage, mettrait celle-ci en mouvement en actionnant un interrupteur situé près du boisage du puits.

« En cas d'arrêt d'urgence, la conduite de la machine d'extraction doit devenir manuelle et la cage doit être déplacée jusqu'à une recette avant qu'on puisse repasser à la conduite automatique. »

2.2. — Grande-Bretagne.

2.2.0. — National Coal Board.

Il n'existe pas encore d'installations en Grande-Bretagne, mais les projets ou les travaux sont en cours pour la transformation ou l'installation nouvelle de 70 installations d'extraction.

Le National Coal Board a en effet décidé d'abandonner progressivement les installations à tambour qui étaient généralisées en Angleterre et qui ont servi de modèle pour la reconstruction des mines en France après la guerre de 1914-1918 (Houillères dévastées du Nord de la France) et dont nous avons quelques exemplaires en Belgique, et de les remplacer, au fur et à mesure des possibilités et des transformations, par des installations à câbles multiples.

Les renseignements généraux que nous possédons sur les projets du National Coal Board sont donnés ci-après.

Le N.C.B. a l'intention d'installer des machines d'extraction Koepe à câbles multiples aux puits où une nouvelle installation d'extraction complète

est requise. Il ne serait probablement pas économique d'agir ainsi pour les puits où existent des chevalements et salles de machines pouvant être utilisés.

Il est difficile de donner une idée du nombre total d'installations en Grande-Bretagne qui entreront en ligne de compte mais, pour le moment, des projets sont en préparation pour au moins vingt installations.

La puissance des machines varie et pourra être comprise entre 500 CV et 3 000 CV. Il n'est pas à supposer que l'on aura besoin de beaucoup de machines de puissance supérieure à 3 000 CV. Les profondeurs d'extraction atteindront au maximum 1 200 yards (1 100 m) environ; la charge utile variera suivant les circonstances. Quelques installations avec skips d'une capacité de 20 t sont envisagées et deux des installations d'extraction par cage projetées auront une charge utile de 18 t. Pour l'extraction de ces fortes charges utiles, c'est le système à cage et à contrepoids qui devra être adopté.

Le diamètre du « tambour » d'entraînement sera compris entre 96 et 100 fois le diamètre du câble d'extraction. On se propose d'employer des câbles fonctionnant sur des gorges en bois d'orme et, dans la plupart des installations, quatre câbles seront utilisés. La distance entre les câbles sera approximativement égale à 10 fois le diamètre du câble. Les câbles d'équilibre seront probablement des câbles ronds de même poids équivalent que les câbles d'extraction.

Comme attaches de câbles, le type à coin sera probablement employé. Rien n'a encore été décidé concernant le type de dispositif à utiliser, mais il est probable que les installations-pilotes seront équipées de dispositifs semblables à ceux utilisés en Suède.

L'emploi de câbles multiples permet d'extraire de plus grandes charges utiles que dans le passé et ceci permet de prendre en considération l'emploi du système d'extraction à cage unique et à contrepoids. Il est difficile de poser une règle absolue pour décider dans quels cas c'est le système équilibré (système à deux cages) qui doit être adopté et dans quels cas c'est le système à cage unique et à contrepoids qui sera choisi. Les points suivants seront à considérer.

2.2.0.1. — Puits peu profonds.

Dans les puits peu profonds où les profondeurs et les charges sont telles que les conditions de glissement pourraient être dangereuses pour des machines Koepe à deux cages, l'adoption du système à cage unique et à contrepoids se révélera avantageuse, étant donné que le rapport de la charge utile à la charge totale suspendue est augmenté, ce qui assure une beaucoup plus grande marge de sécurité contre le glissement.

2.2.0.2. — Puits de faible diamètre.

Grâce au système à cage unique et à contrepoids, il devient fréquemment possible d'introduire l'extraction par berlines dans les puits dont le

diamètre est trop petit pour le passage de deux cages.

2.2.0.3. — *Extraction de charbon d'un seul niveau.*

A condition que la production puisse être manutentionnée par une seule machine d'extraction et que le puits ne soit pas trop peu profond ou que son diamètre ne soit pas trop petit, le système équilibré, c'est-à-dire celui à deux cages, sera généralement le plus économique.

Lorsque deux machines d'extraction se partagent le tonnage de charbon à extraire, le système à cage unique et à contrepoids avec file unique de berlines par palier dans la cage, pourra être préférable, parce que :

2.2.0.3.1. (1) une disposition plus économique des installations à la surface et au fond du puits peut être adoptée;

2.2.0.3.2. (2) le système à cage unique et à contrepoids est plus économique au point de vue de l'utilisation de l'espace disponible dans le puits et de la disposition des guides, et il est donc avantageux en ce qui concerne l'aéragé.

2.2.0.4. — *Extraction de charbon à partir de plusieurs niveaux.*

Quand la production peut être extraite à l'aide d'une seule machine sans que les installations deviennent par trop importantes, le système à cage unique et à contrepoids sera plus économique et il sera possible de desservir n'importe quel nombre d'étages dans le puits.

Quand deux machines sont nécessaires pour extraire la production, deux alternatives pourraient être prises en considération :

2.2.0.4.1. (1) le système courant, c'est-à-dire deux cages pour chaque machine, la capacité de chaque machine d'extraction étant suffisante pour faire face à des fluctuations éventuelles de production entre étages. Ce système entraîne le fonctionnement « odd legging » (*) quand un troisième étage doit être desservi;

2.2.0.4.2. (2) le système à cage unique et à contrepoids, les deux machines d'extraction ayant la même capacité et étant étudiées pour extraire du niveau le plus bas.

L'alternative (2) doit généralement être préférée, sauf si les charges et les vitesses dépassent les limites pratiques, car elle est plus souple pour faire face à des fluctuations éventuelles de production entre étages — les machines d'extraction

pourraient donc avoir une capacité totale moindre que celle requise pour l'alternative (1). Elle est aussi plus économique au point de vue espace disponible, disposition des guides et aéragé.

2.2.0.5. — *Puits de service.*

L'emploi d'une cage plus grande, qui est possible avec le système à cage unique et à contrepoids, facilite la translation du personnel et le transport de matériaux volumineux, de locomotives, etc. à chaque étage dans le puits et il se prête à l'introduction de l'extraction automatique avec commande dans la cage si nécessaire; pour cette raison, l'adoption de ce système devrait être envisagée pour tous les puits de service, quel que soit le nombre de niveaux à desservir.

En plus de ces indications générales, quelques détails ont pu être obtenus pour les projets pour les installations suivantes (voir 2.2.1. à la p. 766) :

2.2.1. — *N.C.B. West-Midlands Division : voir p. 766.*

2.2.2. — *Cynheidre Colliery, Wales (fig. 5).*

Pour la mine de Cynheidre au sujet de laquelle nous avons reçu les caractéristiques, la disposition qui semble avoir été décidée est représentée schématiquement à la figure 5 : il y a deux machines, chacune à une cage et à un contrepoids (le nombre de câbles n'a pas encore été fixé; il sera de 8, 10 ou 12).

Les machines se trouvent à deux étages différents de la tour. On s'est efforcé d'utiliser au maximum la surface de la section transversale du puits (cages occupant la plus grande partie possible de l'espace disponible). Chaque cage est

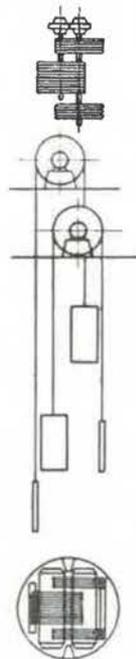


Fig. 5. — Installation projetée à deux machines superposées.

destinée à prendre deux grandes berlines (par étage ?) et peut éventuellement prendre une locomotive Diesel au lieu de deux berlines. Guides prévus : guides fixes, guidage aux coins des cages.

(*) Cette expression est intraduisible. Elle veut dire qu'une des deux cages pourra, dans ce cas, seule être utilisée, une des deux cages se trouvant à un niveau d'étage, la situation de l'autre ne correspondant à aucun niveau de chargement existant.

2.2.1. — N.C.B. West-Midlands Division. — Florence n° 1 Colliery.

Profondeur du puits	1 097 m			
Longueur du câble suspendu	1 158 m			
	Machine d'extraction			
	à 6 câbles		à 4 câbles	
Diamètre de la poulie d'entraînement	2,80 m		4,27 m	
Diamètre de la poulie de déviation	—		4,27 m	
Type de câble	clos		clos	
Diamètre du câble	25,4 mm	27,9 mm	31,7 mm	41,4 mm
Charge de rupture effective	55 t	66,5 t	86 t	145 t
<i>Charges statiques :</i>	Tons	Tons	Tons	Tons
Poids du skip	14.0	14.0	14.0	14.0
Poids du charbon	12.0	12.0	12.0	12.0
Poids du câble suspendu	24.4	29.6	25.2	44.3
Charge statique totale	50.4	55.6	51.2	70.3
Coefficients de sécurité statiques	6.5	7.2	6.7	8.1
<i>Charges dynamiques (a/g = 0,1) :</i>	Tons	Tons	Tons	Tons
Charge statique	50.4	55.6	51.2	70.3
Charge dynamique	5.1	5.6	5.2	7.1
Tension de traction simple totale	55.5	61.2	56.4	77.4
Coefficients de sécurité dynamiques	5.9	6.5	6.1	7.4
<i>Tension de fatigue :</i>				
Tension de traction pure	9.3	10.2	14.1	19.4
Tension de flexion	5.3	6.4	5.2	10.2
Tension totale	14.6	16.6	19.3	29.6
Rapport $\frac{\text{tension totale}}{\text{charge de rupture}}$ en %	26.6	24.8	22.5	20.4 (*)
Rapport $\frac{\text{Ø tambour ou poulie}}{\text{Ø câble}}$	90	82	134	104
Pression diamétrale sur la gorge, kg/cm ²	25.7	26.3	17.2	23.6
Arc de contact	180°	180°	210°	210°
Coefficient de frottement nécessaire pour éviter le glissement pendant la période d'accélération	0.152	0.143	0.128	0.107

(*) Il est inutile d'indiquer plus en détail comment ces pourcentages ont été obtenus. Prenant le cas de 26,6 % qui est celui de la machine d'extraction à 6 câbles clos de 25,4 mm de diamètre fonctionnant sur poulie de 2,80 m de diamètre, on a vu que la tension de traction simple totale était de 55,5 t pour l'ensemble des câbles, ce qui correspond à $\frac{55,5}{6} = 9,3$ t par câble.

La tension de flexion pour les câbles clos se calcule généralement en Angleterre au moyen de la formule $\sigma = \frac{Ed}{D}$ où E est le module d'élasticité qu'on prend égal à 6850 tonnes par pouce carré et $\frac{d}{D}$ le rapport des diamètres des fils extérieurs et de la poulie.

Si on admet que $d = 3$ mm on trouve : $\sigma = 6850 \times \frac{3}{2800} = 7,3$ tonnes par pouce carré.

Si une tension de cette valeur était uniforme sur toute la section du câble clos de 25,4 mm de diamètre, section qui est de 0,72 pouce carré environ, l'effort total correspondant serait de $7,3 \times 0,72 = 5,3$ t.

D'où tension totale dans l'acier = $9,3 + 5,3 = 14,6$ t.

La charge de rupture effective des câbles clos en question est de 55 t et on a donc :

$$\text{Rapport } \frac{\text{tension totale}}{\text{charge de rupture}} \text{ en } \% = \frac{14,6}{55} = 26,6 \%$$

Il est admis que, quand la valeur de ce rapport exprimée en % ne dépasse pas sensiblement 25, on peut s'attendre à obtenir une durée de service satisfaisante du câble.

Moises prévues à section aérodynamique. Avantage du système à contrepoids : on peut desservir simultanément plusieurs étages différents.

2.3. — Afrique du Sud.

Les renseignements qui nous sont parvenus de Johannesburg sont les suivants :

Les treuils à câbles multiples, dont détails figurent dans le tableau ci-dessous, seront situés dans une tour Koepe en béton.

le transport de matériaux. Elle actionnera une seule cage à deux paliers prévus pour 40 hommes par palier, soit un total de 80 hommes par cage. Cet équipement est étudié pour fonctionner avec un contrepoids, qui lui aussi aura la forme d'une cage de service et pourra être utilisé pour le placement de tuyauteries, câbles, etc.

La machine Koepe à quatre câbles sera fournie par la B.G.E. et la machine Koepe à deux câbles sera fournie par ASEA, Suède. Chacune de ces

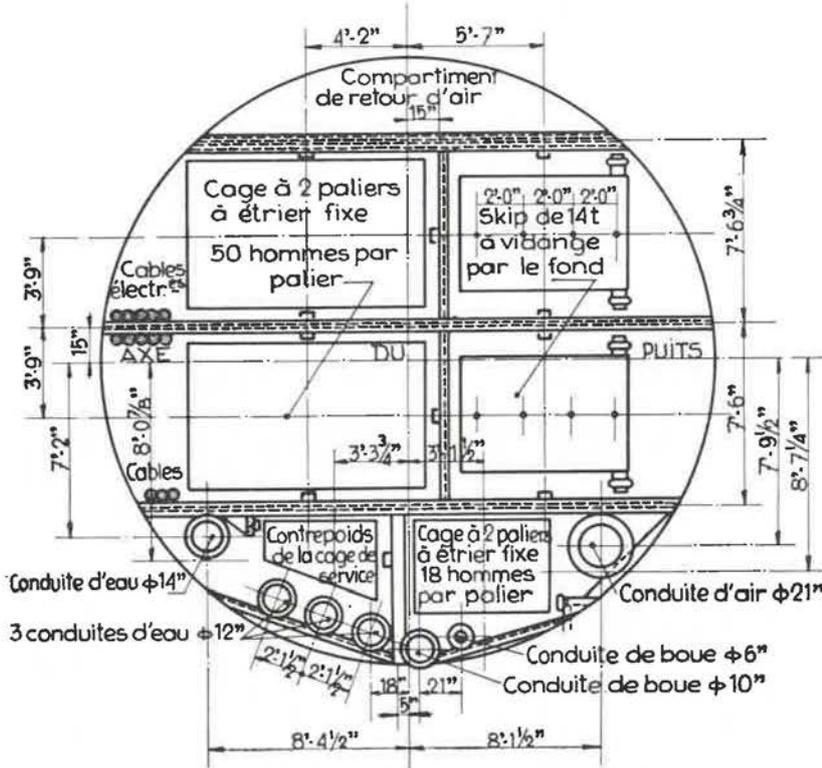


Fig. 6. — Driefontein.

A West Driefontein, la machine d'extraction à quatre câbles servant de treuil à roche aura des skips à vidange par le fond de 14 t de charge utile; cette machine sera prévue pour commande semi-automatique. La machine à deux câbles sera un treuil à personnel avec une cage à deux paliers dans un compartiment et un contrepoids, qui sera construit en forme de long étrier et sera utilisé à l'occasion pour l'installation de colonnes de tuyaux de pompe, de conduites principales d'air et de câbles, dans les compartiments adjacents.

Les deux autres compartiments de ce puits seront desservis par une machine Ward-Léonard à deux tambours située sur le sol. Cette machine d'extraction sera utilisée au début, avec des cufats de 5 t, pour le fonçage du puits. En service permanent, elle sera équipée de cages à deux paliers prévues pour 50 hommes par palier, soit une charge totale de 100 hommes par cage.

L'installation Koepe à câble unique de la Libanon G.M. C° Ltd. sera souterraine et servira uniquement pour la translation du personnel et

installations sera à moteur courant continu, couplage Ward-Léonard.

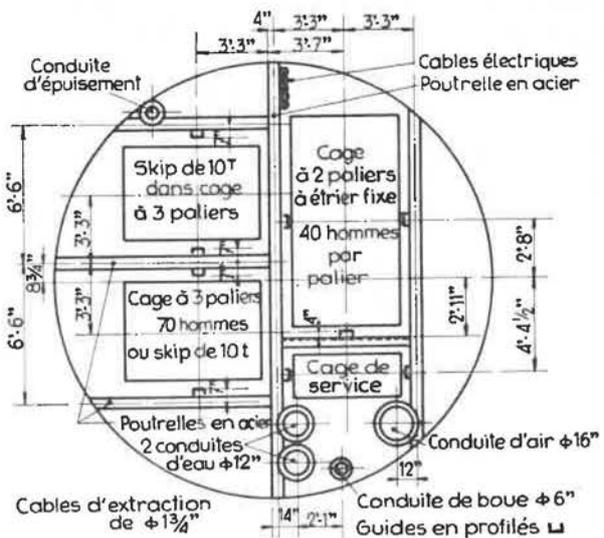


Fig. 7. — Libanon.

	<i>West Driefontein</i>	<i>West Driefontein</i>	<i>Libanon</i>
Nom du puits	Puits vertical n° 5	Puits vertical n° 5	Puits intérieur vertical n° 2
Type de puits	Monolithe, à revêtement en béton	Monolithe, à revêtement en béton	Monolithe, à revêtement en béton
Diamètre du puits	25 pieds (7,62 m)	25 pieds (7,62 m)	25 pieds (7,62 m)
Profondeur du puits	4 390 pieds (1 338 m)	5 390 pieds (1 643 m)	—
Longueur trait	5 240 pieds	5 240 pieds	3 435 pieds
Ø poulie Koepe	17' 6" (5,33 m) au fond de la gorge	17' 6" (5,33 m) au fond de la gorge	17' 0" (5,18 m)
Nombre de câbles	4	2	1
Composition de câble envisagée	A six torons triangulaires, chaque toron comportant 30 fils (12 + 12 + 6 Δ)		
Ø des câbles	1 3/4" (44,4 mm)	1 3/4" (44,4 mm)	1 3/4" (44,4 mm)
Type de câble d'équilibre envisagé	plat	plat	plat
Type d'attache de câble	Pas encore décidé, mais vraisemblablement type DEMAG ou GHH		
Attelage	A étudier		
Type de véhicule	Skip de 14 t de charge utile, à vidange par le fond	Cage 36 hommes	Cage 80 hommes
Garniture de gorge	Cuir	Cuir	Cuir

2.4. — France.

Les Câbleries de Bourg (Ain) ont équipé en 1945 un plan incliné à la Société G.E.T.M.A.N. chargée des Travaux de construction du Port de Mers-el-Kébir près d'Oran. Ce plan incliné a été construit par la Société S.O.R.E.T.E.X., 77, rue Ampère, à Grenoble (Isère). Il s'agit d'une descenderie par plan incliné, système Koepe, comportant un chariot porteur sur lequel sont placés les wagonnets chargés de blocs de pierre extraits de la carrière de Mers-el-Kébir. Bien entendu, les câbles ne sont jamais dételés. Une extrémité de chaque câble est attelée au chariot porteur, l'autre extrémité est attelée au contrepoids.

Le système comporte quatre câbles clos extrasouples de 32 mm de diamètre, dont la charge de rupture effective est d'environ 80 tonnes par câble.

Cette installation se comporte d'une façon tout à fait remarquable. Les câbles sont changés après avoir assuré le transport d'environ 1 600 000 à 2 000 000 tonnes de pierre.

Il est possible de procéder au changement d'un câble ou de deux câbles ou de trois câbles, sans aucune difficulté. Le nouveau câble incorporé au système est placé relativement court. Au bout de quelques jours, tout l'ensemble se trouve à nouveau stabilisé, et parfaitement tendu.

Ceci cadre avec ce que nous disons plus loin au sujet de l'équilibrage des allongements différents des câbles qui équipent le système de multicâbles. S'il faut obtenir, par le choix des garnitures et des câbles, un coefficient de frottement convenable, il ne faut pas le choisir trop élevé, sinon l'équilibrage qui tend à se faire automatiquement est beaucoup plus difficile à obtenir.

La même disposition avait déjà été mise au point sur un plan incliné à l'Estaque, près de Marseille. L'installation avait été réalisée par la Société Stéphanoise de Construction Mécanique à Saint-Etienne (Loire).

On croit savoir que les mines de Lens, du groupe Lens-Liévin des Charbonnages de France, ont l'intention d'équiper la fosse 19 en multicâbles. Elles retiendront probablement une solution par quatre câbles clos.

2.5. — Allemagne.

L'installation à câbles multiples qui nous est la mieux connue en Belgique est celle de la mine Hannover II (*).

Nous en reparlerons un peu plus loin, à l'occasion de l'équilibrage des allongements des câbles.

3. — CONSIDERATIONS SUR LE SYSTEME CAGE-CONTREPOIDS

Par un curieux retour en arrière, les installations à multicâbles ont remis à l'ordre du jour les installations d'extraction à une cage et un contrepoids. Le principe de l'extraction à partir de

(*) Cette installation a fait l'objet des publications suivantes :

— Technical Report on the Ruhr Coalfields, volume 1 ;
— Wege zur Vierseilförderung, von Bergassessor Fritz Lange, Bochum — Hordel (Glückauf - Bergmännische Zeitschrift, n° 7-8, 14 février 1948) (traduit par M. DENOEL, cf. Annales des Mines de Belgique, janvier 1952) ;
— Installation d'extraction à quatre câbles, par G. JACQUES, I. C. Mi., Chef du Service « Câbles et Chaînes » de l'A.I.B. (revue Pact, n° 4, août 1949).

plusieurs niveaux au moyen d'un seul skip ou d'une seule cage, et d'un contrepoids, est appliqué sur une grande échelle en Suède. On peut d'ailleurs s'en rendre compte en examinant le tableau ci-avant.

Le contrepoids équilibre le poids de la cage ou du skip plus la moitié de la charge utile. Le nombre de voyages devra être le double de celui d'une installation à deux cages ou bien la charge utile multipliée par deux pour obtenir le même tonnage extrait. Cela entraînera des diamètres de poulie et de câble dans le rapport de $\sqrt{2}$ avec celui de ces engins dans le cas d'une installation à deux cages et aussi un moteur plus fort en raison de l'augmentation des masses en rotation et en translation. A noter qu'il s'agira toujours de comparer des installations avec câbles multiples.

Si nous insistons sur cet aspect particulier des installations multicâbles, c'est parce que, en plus des avantages énumérés dans la note du National Coal Board, l'installation avec contrepoids présente de plus grandes garanties pour la sécurité que l'installation à deux cages, particulièrement en ce qui concerne le réglage du niveau convenable pour les manœuvres ainsi que pour le fonctionnement des dispositifs de sécurité.

3.0. — Dispositifs automatiques de synchronisation (fig. 8).

Comme tous les dispositifs de contrôle et d'indication de profondeur sont accouplés au tambour de la machine d'extraction, tout mouvement relatif entre câbles et tambour troublera le synchronisme du fonctionnement de ces dispositifs avec le mouvement du skip (ou de la cage). Même si

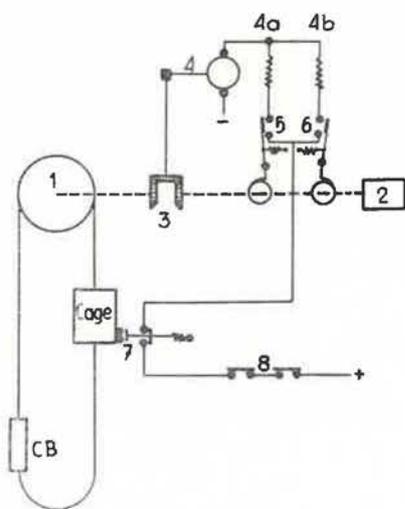


Fig. 8. — Dispositif automatique de synchronisation.

- 1 : treuil ;
- 2 : régulateur ;
- 4 : moteur synchronisant ;
- 4a et 4b : champ directionnel du moteur ;
- 5 et 6 : contacts de synchronisation ;
- 7 : relais de position de cage ;
- 8 : contacts auxiliaire fermés lorsque la cage est à l'arrêt.

l'on fait abstraction de la possibilité de glissement des câbles dans les conditions d'extraction normale, il se produit toujours une certaine quantité de « glissement fonctionnel » (mouvement vermiculaire), et naturellement aussi un allongement des câbles qui doit être corrigé. Dans les cas d'extraction équilibrée (à deux skips ou deux cages), le glissement fonctionnel sera moindre que quand on extrait ou descend continuellement de fortes charges dans un seul skip (ou cage).

En Suède, un dispositif est prévu pour synchroniser automatiquement les appareils de contrôle une fois pendant chaque cycle d'extraction. Chaque fois que la cage s'arrête à la recette du jour, ou, dans le cas d'une installation à skip, que le skip s'arrête à la position de déversement, le dispositif de synchronisation règle automatiquement la position du régulateur du treuil.

La figure 8 et sa légende illustrent les caractéristiques principales d'un dispositif de cette espèce.

Si la cage est arrêtée à la position où s'effectue la synchronisation et si, à ce moment, le régulateur est en synchronisme parfait avec la position de la cage, les contacts (5) et (6) seront ouverts.

Si la synchronisation a été dérangée par un allongement des câbles, par du glissement fonctionnel, ou par un glissement proprement dit, l'un ou l'autre des contacts (5) (6) sera fermé suivant que la machine d'extraction est en avance ou en retard par rapport à la cage. La fermeture des contacts (5) ou (6) a pour effet d'amorcer le moteur pour lui faire entraîner le régulateur dans le sens convenable et amener ainsi ce régulateur dans la position angulaire requise par rapport à la cage.

Le moteur de synchronisation est amorcé uniquement si :

- 1° la cage est en position de synchronisation, c'est-à-dire si le contact (7) est fermé par l'aimant permanent sur la cage, et si
- 2° la machine d'extraction est arrêtée, c'est-à-dire si les deux contacts auxiliaires (8) sont fermés.

3.1. — Extraction simultanée par deux machines à un même niveau et extraction à plusieurs niveaux différents.

On pourra avantageusement utiliser le système cage-contrepois pour effectuer normalement et simultanément l'extraction à plusieurs niveaux et aussi installer deux machines sur un puits dont le diamètre ne permettrait que l'installation d'une machine à deux cages.

Le contrepoids ne prend, en effet, que très peu de place dans le puits.

Cette disposition, d'une extrême souplesse, permet d'évacuer avec deux machines simultanément les produits d'un même étage, et cela pour tous les étages d'extraction. Il permet aussi la translation du personnel et l'extraction des produits. Il permet aussi, à cause de la grandeur que l'on peut donner à la cage unique, le transport des locomotives du fond, tandis que le contrepoids, amé-

nagé en cage spéciale, permettra le placement des colonnes d'exhaure, d'air comprimé, des câbles électriques, etc.

3.2. — Puits intérieurs.

Le système à multicâbles avec cage-contreponds est aussi indiqué pour tous les puits intérieurs où il importe de limiter le plus possible les dimensions des chambres souterraines des treuils d'extraction et les diamètres des puits intérieurs. Les multicâbles permettront de réduire considérablement les dimensions du tambour du treuil et toute la machinerie tout en permettant de placer une cage de dimension relativement grande dans un puits de section relativement faible.

4. — EGALISATION DES TENSIONS DANS LES CÂBLES.

La question spéciale dans les installations à câbles multiples est celle de l'égalisation des tensions dans les câbles. Cette question a fait l'objet d'un article du plus haut intérêt qui a été publié par S. Bär dans la revue *Glückauf*, n° 51-52 (du 19 décembre 1953) et duquel nous tirons les renseignements cités ci-dessous.

Il résulte des essais et des mesures effectués sur l'installation à câbles multiples de la Mine Hannover II qu'il est inutile de placer des systèmes de compensateurs par chaînes Galle ou par leviers comme il en a déjà été fait usage. Ces dispositifs, du fait de leur raideur (chaîne Galle) ou des frottements qui s'y produisent (balanciers sur pivots), introduisent des efforts résistants approximativement aussi importants que ceux qu'il faut compenser. Ils ne donnent pas non plus les indications voulues pour la détermination des efforts supplémentaires qui se produisent dans les

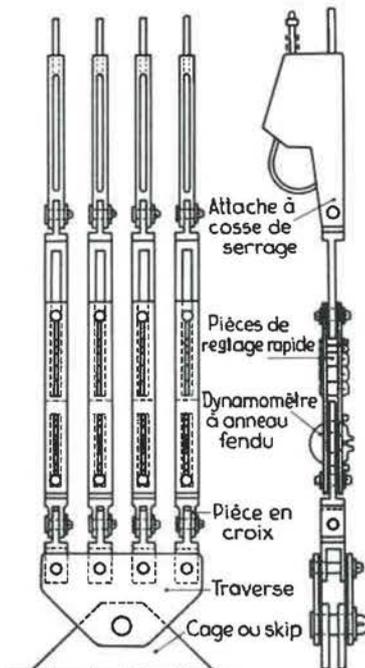


Fig. 9.

câbles du fait que le système peut être en équilibre indifférent.

On est arrivé à l'attache représentée à la fig. 9.

Le compensateur n'existant plus, les pattes s'attachent à une traverse fixée directement sur le toit de la cage ou du skip. Les bouts des câbles sont reliés à cette traverse par l'intermédiaire de pièces de réglage rapide, de dynamomètres à anneau fendu et d'articulations transversales.

4.0. — Dynamomètres.

La suppression du compensateur rend les dynamomètres (ou tout autre système de mesure analogue) indispensables en vue de la surveillance des câbles. Lors de l'attache, on règle aussi exactement que possible la tension des câbles au moyen des pièces de réglage. S'il faut compenser de plus grandes longueurs, on agit sur les cosses de serrage.

De la position inclinée de la traverse, on ne peut pas conclure à la tension des câbles, même dans l'extraction à deux câbles. On ne peut donc pas non plus la déterminer par des instruments dépendant de la position de la traverse, c'est directement dans l'attache du câble qu'il faut placer le dynamomètre.

La distance entre deux câbles, adoptée primitivement, était de 600 mm et elle était dictée par les dimensions des poulies et des chaînes du compensateur; on l'a donc maintenue dans l'attirail de suspension actuel.

Mais dans une installation neuve, sans compensateur, on peut réduire la largeur de la poulie. La plus petite distance entre les câbles dépendra des dimensions des pièces d'attache. Les Anglais spécifient comme distance entre câbles 10 fois le diamètre du câble.

Les guides des cages dans les puits doivent être placés à une distance telle que les oscillations transversales des câbles soient assez petites pour que les câbles ne s'entrechoquent pas. Sans doute, il n'y aurait jamais de choc qu'entre deux câbles circulant dans le même sens et à la même vitesse, néanmoins leur surface externe pourrait en être endommagée.

Par la suppression du compensateur, la vérification des diamètres d'enroulement acquiert une importance très grande. Le support spécial installé à Hannover pour un tour à commande électrique s'est montré bien approprié (fig. 10).

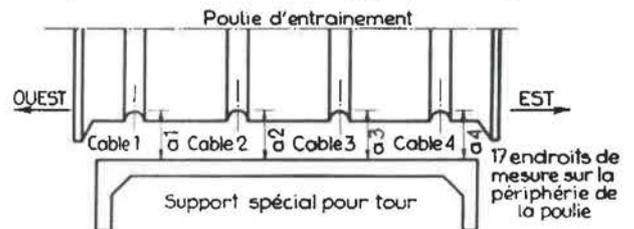


Fig. 10.

Nous donnons également à ce sujet, la photo d'une installation réalisée dans une mine canadienne (fig. 11).

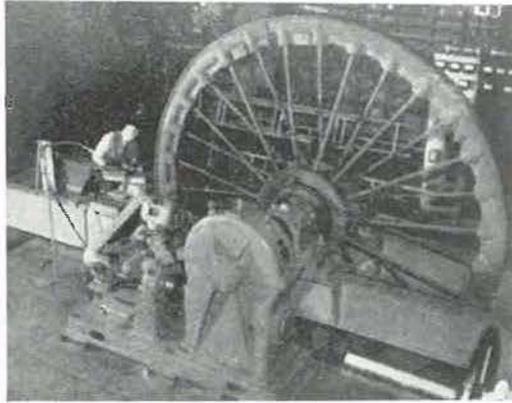


Fig. 11.

Nous dirons quelques mots des dynamomètres dont il est question ci-dessus.

La figure 12, tirée de l'article de Bär signalé ci-dessus, représente un anneau de tarage GHH intercalé entre les épaisseurs de réglage des cosses

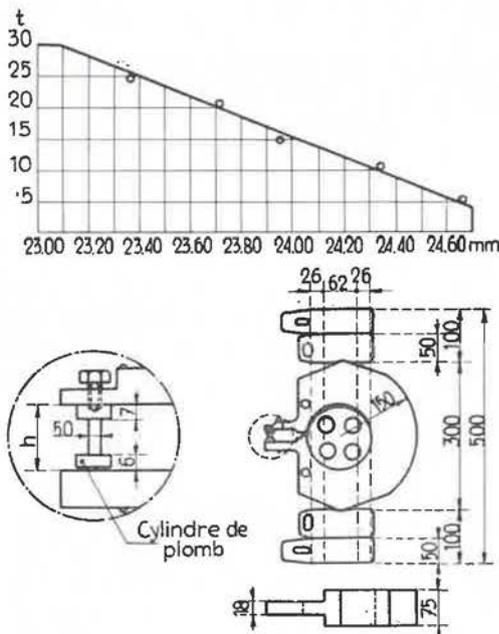


Fig. 12.

ystème GHH ou DEMAG. Cet anneau de tarage est chargé à la compression et la mesure de l'importance de l'effort qu'il subit peut être réalisée en intercalant des cylindres de plomb entre les lèvres de l'anneau. Ces petits cylindres de plomb font l'objet de tarages et la diminution de leur hauteur constitue la mesure de l'effort qui a été exercé sur l'anneau de tarage. La partie supérieure de la figure représente d'ailleurs une courbe d'étalonnage de ces cylindres de plomb et l'on voit que, pour un cylindre ayant une hauteur initiale de 24,6 mm, une diminution de 1,6 mm correspond à un effort de 30 t.

La figure 13 est tirée également de l'article de Bär. Lorsqu'on veut obtenir un enregistrement des

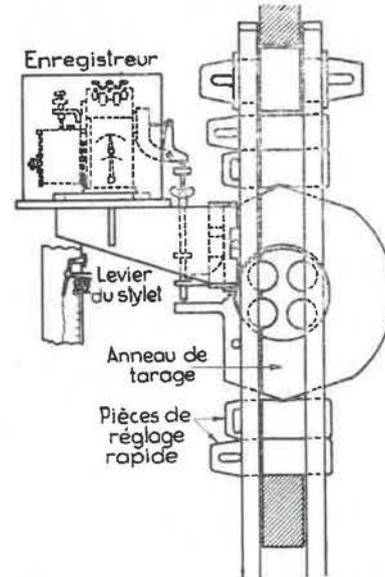


Fig. 13.

efforts au cours d'une cordée, ces anneaux de tarage permettent également le placement d'un enregistreur sur tambour, fonctionnant comme tous les enregistreurs à tambour, et sur lequel on peut obtenir un diagramme des efforts exercés dans le temps sur l'anneau de tarage.

La figure 14 représente la disposition bien connue des intercalaires dans une attache du système GHH.

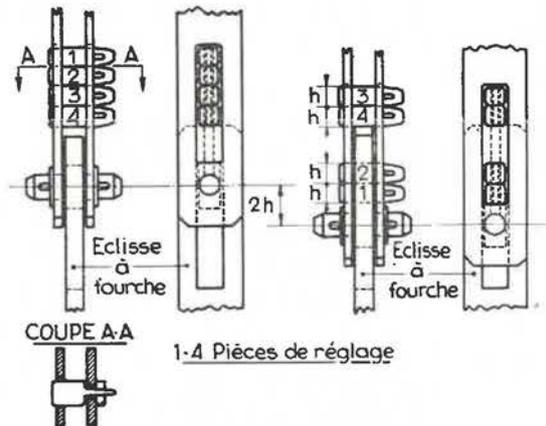


Fig. 14.

Les caractéristiques de l'installation de Hanover II sont les suivantes, chiffres relatifs à cette extraction à 950 m de profondeur :

4 câbles de 997 m à 5,81 kg/m	23 170 kg
4 attelages avec deux compensateurs à poulies	7 864 kg
cage à 3 étages	9 300 kg
12 wagonnets à 565 kg	6 780 kg
12 charges utiles de 1 000 kg	12 000 kg
2 fois 17 m de câbles d'équilibre à 11,6 kg	394 kg
2 attelages pour ces câbles	405 kg
	<hr/>
	59 913 kg

La charge moyenne de chacun des dynamomètres à la recette du jour, décompte fait des 47 m de câbles porteurs, est de : $58\ 823 : 4 = 14\ 700$ kg.

Chaque course de mesurage a été faite entre la recette et l'envoyage, puis après un court repos, en sens inverse et sans changement de charge. Lors

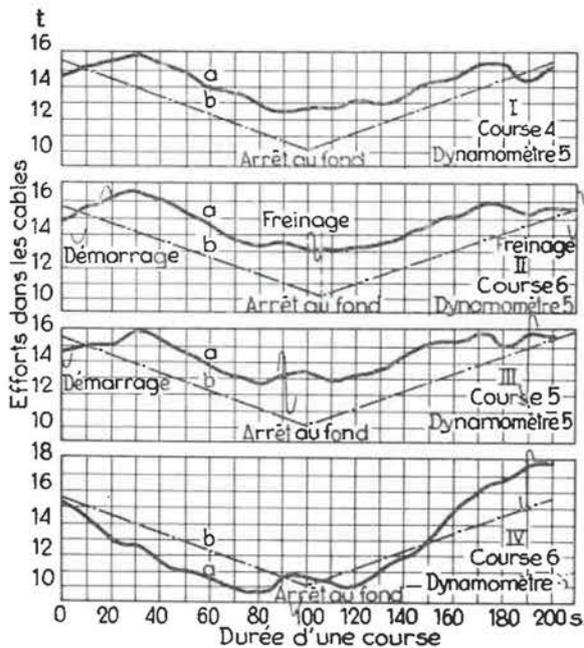


Fig. 15.

de ces mesures, le plus grand écart entre les diamètres des gorges des poulies était de 2 mm.

La figure 15 tirée également de l'article de S. Bär reproduit quelques-uns des résultats observés avec les compensateurs calés et rendus inefficaces. L'axe des abscisses donne en secondes la durée d'une course et l'axe des ordonnées la charge des dynamomètres en tonnes. Cette échelle-ci débute par 8 t. On a mis les abscisses en temps et pas en mètres de course parce que l'on n'a pas obtenu de diagrammes exacts de la marche de la machine.

La ligne en traits interrompus représente ce que serait théoriquement la variation de charge entre le maximum au jour et le minimum au fond. Si la vitesse de translation était constante, ce diagramme serait une ligne droite. En tenant compte des accélérations, positives ou négatives, au départ et à l'arrivée, ce serait une ligne parabolique. Mais comme ces lignes ne jouent ici qu'un rôle de point de comparaison, on s'est contenté de tracer des droites allant de 15,5 t à la surface jusque 10 t au fond.

Le trait plein représente les charges mesurées et les quadrillages de la bande correspondent à un intervalle de 10 secondes. Sur certaines lignes, le démarrage et le freinage se marquent par une allure sinusoïdale. Comparativement à l'extraction par un seul câble, les effets dynamiques ne présentent aucune particularité.

Cette figure montre que les efforts dans les câbles ne changent jamais brusquement. On peut

en conclure que, pendant les essais, les câbles n'ont jamais glissé sur la poulie motrice. Les calculs avaient déjà montré que la reptation du câble a pour effet d'atténuer les inégalités de tension même quand il n'y a pas de compensateur.

La plus grande charge décelable par les éprouvettes de plomb ne dépasse pas actuellement 25 t. Par rapport à la charge moyenne calculée 14,7 t, cela représente une surcharge de 70 %.

Par suite, le coefficient de sécurité d'un des câbles tombe de 7,5 à 4,4 mais le coefficient de sécurité rapporté à l'ensemble des 4 câbles est naturellement le même.

Il ne faut pas perdre de vue que les dynamomètres renseignent les efforts résultants dans les câbles, y compris les efforts dynamiques.

Les forces mesurées par le dynamomètre n° 5 (fig. 15, courbes I à III) sont semblables dans les différentes courses d'essais. Caractéristique est l'accroissement de l'effort jusqu'à la 30^e seconde de la descente, et cela s'explique sans doute par une différence dans les rayons d'enroulement (*). La charge limite de 25 t pour une éprouvette de plomb n'a jamais été atteinte au cours des essais. Le maximum a été trouvé le 27 août 1950 et il était de 19 t.

Une répartition uniforme de la charge sur les quatre câbles ne peut pas exister et les résultats obtenus avec le dynamomètre n° 6 le font bien voir. Les différences entre les tensions des câbles restent cependant dans les limites admissibles.

Pendant les opérations de mesurage, bien que les charges statiques n'aient pas été modifiées, la répartition entre les différents câbles a varié. Par exemple, au début, la charge sur le dynamomètre n° 6 était de 14,8 t et, après la dixième course, elle s'élevait à 16,9 t. Ce phénomène repose également sur l'étirage des câbles.

Il n'est pas question dans tout ceci d'obtenir un accord parfait entre le calcul et la réalité, mais de vérifier s'il est possible, et c'est là la conclusion essentielle, de réaliser sans compensateur une marche régulière de l'extraction. La réponse à cette question, d'après les résultats des calculs, des mesurages et de l'expérience acquise en service, peut être franchement affirmative et c'est là un point d'une importance capitale pour les installations d'extraction à multicâbles.

4.1. — Capsules de mesure.

Pour l'installation d'extraction de la mine Cynheidre, on envisage de vérifier en cours de service comment les charges se répartissent sur les câbles, en utilisant des « capsules » ou même des appareils enregistreurs (mais ces derniers seulement pendant les cordées d'essais, car les appa-

(*) Les essais et mesures auxquels s'est livré l'A. I. B. dans plusieurs charbonnages en Belgique au moyen du Tensographe A. I. B. pour la mesure des efforts réels instantanés dans les câbles d'extraction ronds et plats, indiquent que ces maxima d'efforts sont dus à la décélération de la charge descendante.

reils sont trop délicats pour l'emploi en service normal). Les capsules (*) sont des appareils précis qui trouvent l'application partout où il s'agit de mesurer des efforts, charges, poids. Dans la forme qui serait utilisée à Cynheidre, une capsule se composerait en principe de deux plateaux métalliques *a* et *b* s'emboîtant l'un dans l'autre (fig. 16); dans l'espace annulaire existant entre eux, il y a

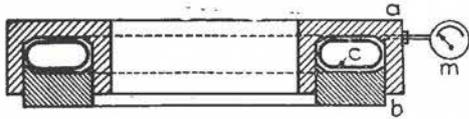


Fig. 16.

un anneau creux en caoutchouc *c*, et un mélange d'eau et de glycérine. L'espace annulaire communique avec un manomètre *m* qu'on peut étalonner pour diverses charges.

Il est très facile de vérifier en une seule fois l'exactitude de plusieurs de ces appareils, on n'a qu'à les empiler et appliquer la charge de contrôle sur l'ensemble. La façon dont ces appareils seraient montés est indiquée au croquis figure 17 :

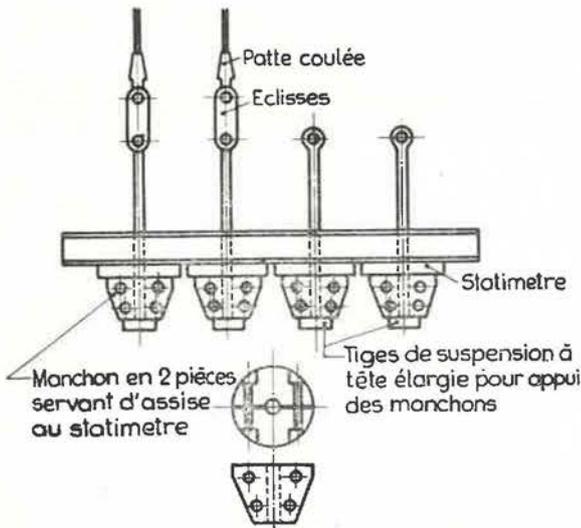


Fig. 17.

Lire « capsule de mesure » au lieu de « statimètre ».

P est la poutre de suspension ou poutre supérieure de la charpente de la cage. Le diamètre du trou de la capsule est légèrement plus grand que le diamètre de la tête inférieure de la tige de suspension. La capsule se trouvera serrée entre la poutre et la tête de la tige de suspension, par l'intermédiaire d'un manchon conique en deux moitiés boulonnées ensemble. Les manomètres des diverses capsules pourraient être disposés l'un à côté de l'autre de façon à permettre de se rendre compte, d'un coup d'œil, de l'égalité ou non des charges sur les câbles.

(*) A ce sujet des renseignements peuvent être obtenus aux adresses suivantes :

— The Statimeter Company Ltd, Alyn Bridge Works, Rhydymwyn, Pays de Galles ;
— A. Macklow-Smith Ltd, 8, Malbrook-road, Putney, Londres S. W. 15.

Nous avons vu que les câbles avaient tendance à s'égaliser par le phénomène du cheminement et aussi par l'usure des garnitures de gorges des poulies.

Plus un câble est sollicité, plus il a tendance à user la garniture de la gorge dans laquelle il fonctionne, rétablissant ainsi l'équilibre avec les autres câbles.

Il ne faut pas trop compter, à notre avis, sur cet équilibrage automatique et il faut surtout éviter le déséquilibre par une surveillance des fonds de gorge, telle qu'elle a été préconisée ci-dessus.

5. — CONCLUSIONS.

Il semble donc certain, d'après les renseignements sur les installations existant en Suède et en Allemagne et sur les installations que le N.C.B. a décidé de construire en Angleterre et les indications que nous possédons sur les projets relatifs au Rand et à l'installation de la Fosse 19 du groupe Lens-Liévin des Charbonnages de France, que les installations du système Koepe à multicâbles se généralisent dans le monde entier.

Désormais, le système d'exploitation par extraction à câbles multiples devra entrer en considération dans tous les projets d'installations futures ou à remanier, non seulement parce que les installations à câbles multiples existantes solutionnent de façon pratique et élégante certains problèmes de l'extraction des grosses charges (20 t de charge utile) à grande profondeur (1 200 m aux Etats-Unis et dans le Rand) mais aussi que, le nombre de câbles n'étant limité que par la longueur des cages, on pourra envisager d'augmenter encore les charges ainsi que les profondeurs (avec comme limite la profondeur pour laquelle les câbles ne pourraient plus supporter que leur propre poids).

Le système par câbles multiples élimine pratiquement, de par sa conception même, le risque de chute de la cage dans le puits par suite de rupture de câble et le risque d'accident par glissement des câbles et ce sont là les raisons primordiales pour lesquelles, à notre avis, ce système d'installation mérite d'être envisagé avec la plus grande attention.

BIBLIOGRAPHIE

Observations on friction Hoists, par E. S. LITTLE & C. M. BARRETT. (Canadian Mining Journal — janvier 1954).
Design principles for friction-drive Hoists, par F. LANDAU (ASEA Journal, 1953 — p. 155).
Wire Rope Practice in British Coal Mines, par B.L. METCALF (paper n° 3 — Conference on wire ropes in mines. Ashorne Hill — 1950).
Technical Report on the Ruhr Coalfields, volume 1.
Wege zur Vierseilförderung, von Bergassessor Fritz LANGE, Bochum-Hordel (Glückauf - Bergmännische Zeitschrift, n° 7-8. 14 février 1948). Traduit par M. DENOEL, cf. Annales des Mines de Belgique, janvier 1952.
Installation d'extraction à quatre câbles, par G. JACQUES, I. C. Mi., Chef du Service « Câbles et Chaînes » de l'A.I.B. (revue Pact, n° 4, août 1949).
Der Ausgleich der Seilkräfte bei Mehrseilförderungen, von Dr.-Ing. Siegfried BAER, Oberhausen-Sterkrade. (Glückauf, n° 51-52 — 19 décembre 1953).

Diagrammes $i x$ à grande échelle pour l'air humide

par S. DUTZ,

Ingénieur A.I.Lg.

Assistant à l'Université de Liège (1)

SAMENVATTING

Het $i x$ diagramma is voor de studie van ieder climatisatie-probleem van onmisbaar belang. Het bewijst onschatbare diensten bij de controle van het klimaat in de ondergrondse werken.

Uitgebreide berekeningen hebben geleid tot het opmaken van zestien diagramma's op grote schaal voor barometrische drukkingen gaande van 750 tot 900 mm Hg, met intervallen van 10 mm Hg.

Huidige nota herinnert bondig aan de voornaamste theoretische begrippen betreffende de vochtige lucht en over het $i x$ diagramma en duidt tevens de schikkingen aan die aangenomen werden voor het opstellen ervan.

Twee numerieke voorbeelden, gegrepen uit de werkelijkheid, betreffende de controle van de luchtlekken, tonen het gemak en de snelheid aan waarmee de oplossing van dergelijke problemen aan de hand van het $i x$ diagramma kunnen opgelost worden.

RESUME

Le diagramme $i x$ constitue pour l'étude de tout problème de climatisation le document le plus utile, sinon indispensable.

Il est susceptible de rendre de grands services dans les problèmes de contrôle du climat des chantiers souterrains.

D'importants calculs ont permis l'établissement de seize diagrammes à grande échelle, pour des pressions barométriques s'échelonnant de 10 en 10 mm Hg entre 750 et 900 mm Hg.

Cette note reprend brièvement les principales notions théoriques relatives à l'air humide et au diagramme $i x$ et donne connaissance des dispositions adoptées pour le tracé de celui-ci.

Deux exemples numériques réels relatifs au contrôle des fuites d'aérage montrent la facilité et la rapidité de résolution de tels problèmes au moyen du diagramme.

Introduction.

Le premier tracé d'un diagramme $i x$ pour l'air humide date d'une trentaine d'années. Depuis lors, son usage s'est notablement répandu et, à l'heure actuelle, il est couramment utilisé par les ingénieurs chargés de l'étude d'un problème de chauffage ou de conditionnement d'air.

Le diagramme $i x$ que l'on rencontre habituellement est relatif à la pression barométrique « normale » de 760 mm de colonne de mercure. Lorsque l'on veut entreprendre l'étude d'un problème de climatisation en chantiers souterrains, il faut tenir compte de l'augmentation de pression due à la profondeur et disposer de diagrammes adéquats.

Nous avons établi l'ensemble des calculs permettant le tracé de 16 diagrammes $i x$ à grande échelle pour des pressions s'échelonnant de 10 en 10 mm de 750 à 900 mm de mercure. Ces diagrammes permettront la résolution rapide et correcte de tous les problèmes climatiques qui peuvent se poser en exploitation minière.

Après un rappel des bases théoriques de ce diagramme, nous montrerons, au moyen de quel-

(1) M. Dutz tient à exprimer sa reconnaissance à MM. Danze et Burnay, Professeurs à l'Université de Liège, pour les conseils et avis expérimentés qu'ils n'ont cessé de lui donner au cours de ce travail ; à M. Venter, Directeur d'Inchar, pour la bienveillante compréhension lui témoignée.

Je remercie également mon collègue M. Renard pour l'aide qu'il m'a apportée pendant la phase de calculation.

ques applications, la simplification apportée par l'emploi de ces abaques.

Propriétés de l'air humide.

L'air sec est un mélange d'oxygène et d'azote (azote dit atmosphérique car mêlé d'argon) et de traces d'autres gaz. Sa composition volumétrique est approximativement la suivante O₂ : 21 %, N₂ : 79 %. Son poids moléculaire apparent est de 28,91 kg/kg môle et sa constante d'état 29,27 m°K.

L'air atmosphérique est humide : il est chargé de vapeur d'eau en proportion variable et qui, de ce fait, intervient de façon particulière.

Trois grandeurs sont généralement utilisées pour caractériser l'état hygrométrique de l'atmosphère :

- a) la teneur en humidité x_v ;
- b) le degré hygrométrique φ ;
- c) le degré de saturation ou humidité relative Ψ ou hr.

a) Teneur en humidité x_v .

Cette caractéristique représente le poids de vapeur d'eau x_v kg associé à 1 kg d'air sec.

Les conditions de température et de pression rencontrées dans la technique de l'air humide permettent de considérer les deux constituants air sec et vapeur d'eau comme un mélange de gaz parfaits. Ce mélange, qui occupe un volume V_{m^3} , est caractérisé par sa pression totale P kg/m² (ou p mm Hg) et sa température $t^\circ\text{C}$ ou $T^\circ\text{K}$. En appelant P_a kg/m² (ou p_a mm Hg) et P_v kg/m² (ou p_v mm Hg) les pressions partielles des deux constituants, nous pouvons écrire en vertu de la loi de Dalton $P = P_a + P_v$, tandis que les équations d'état fournissent les deux relations suivantes :

$$P_a \cdot V = R_a T \text{ (pour 1 kg d'air sec) ;}$$

$$P_v \cdot V = x_v \cdot R_v \cdot T \text{ (pour } x_v \text{ kg de vapeur d'eau)}$$

d'où l'on tire

$$x_v = \frac{R_a}{R_v} \cdot \frac{P_v}{P_a} = \frac{29.27}{47.06} \frac{P_v}{P_a}$$

$$= 0.622 \frac{P_v}{P - P_v} = 0.622 \frac{p_v}{p - p_v} \quad (1)$$

Cette teneur en humidité ne peut évidemment pas dépasser une valeur limite x_{vs} correspondant à la saturation de l'air par la vapeur d'eau pour la température envisagée : elle est donnée par la formule

$$x_{vs} = 0.622 \frac{P_{vs}}{p - P_{vs}} \quad (1')$$

formule dans laquelle p_{vs} représente la tension de saturation de la vapeur d'eau pour la température considérée.

Cette teneur limite est fonction de la pression totale p du mélange : elle diminue lorsque p augmente.

b) Degré hygrométrique φ .

Pour que la vapeur d'eau puisse subsister à l'état de vapeur dans l'atmosphère, il est nécessaire que sa pression partielle p_v reste inférieure ou égale à la pression de la vapeur saturée p_{vs} à la même température. Le rapport des pressions partielles p_v et p_{vs} constitue donc une mesure de l'état de saturation de l'atmosphère : c'est le degré hygrométrique de l'air φ que l'on exprime généralement en % :

$$\varphi = \frac{p_v}{p_{vs}} \quad (2) \quad \text{ou} \quad \varphi \% = 100 \frac{p_v}{p_{vs}} \quad (2')$$

En remplaçant p_v par φp_{vs} dans la formule (1) on obtient

$$x_v = 0.622 \frac{\varphi p_{vs}}{p - \varphi p_{vs}}$$

d'où l'on tire

$$\varphi = \frac{p x_v}{p_{vs} (0.622 + x_v)}$$

Ces deux relations permettent le calcul de x_v en fonction de φ et de φ en fonction de x_v .

Si $\varphi = 0$, on a évidemment $x_v = 0$, on a affaire à de l'air sec.

Si $\varphi = 1$, on a évidemment $x_v = x_{vs}$, on a affaire à de l'air saturé en vapeur d'eau.

Si l'on considère le fait que, dans la majorité des problèmes industriels (conditionnement, séchage, etc.), le poids d'air sec est le seul élément invariable, il est évident que le choix de x_v s'impose de préférence à φ pour définir l'humidité de l'air.

c) Humidité relative de l'air (Ψ ou hr).

Ce coefficient est le rapport du poids de vapeur x_v associé à 1 kg d'air sec au poids x_{vs} de vapeur d'eau qui pourrait accompagner ce kg d'air sec à l'état de saturation pour la même température.

$$hr = \frac{x_v}{x_{vs}} \quad (3) \quad \text{ou} \quad hr \% = 100 \frac{x_v}{x_{vs}} \quad (3')$$

Cette notion d'humidité relative diffère d'ailleurs peu de celle de degré hygrométrique.

On a en effet

$$hr = \frac{x_v}{x_{vs}} = \frac{0.622 \frac{\varphi p_{vs}}{p - \varphi p_{vs}}}{0.622 \frac{p_{vs}}{p - p_{vs}}}$$

$$= \varphi \cdot \frac{p - p_{vs}}{p - \varphi p_{vs}} = \varphi \cdot \frac{p - p_{vs}}{p - p_v}$$

les pressions p_v et p_{vs} étant faibles vis-à-vis de la pression totale p , le multiplicateur de φ reste voisin de l'unité.

Enthalpie spécifique de l'air humide.

Les enthalpies de l'eau liquide (saturée) et de l'air sec à 0°C étant prises conventionnellement égales à 0, il s'ensuit que l'enthalpie de $1 + x_v$ kg d'air humide pour une température t_s est donnée par l'une des formules suivantes :

$$i = c_{\text{air}} \cdot t_s + x_v \cdot i_{\text{vap. } t_s} \quad (4), \text{ si toute l'humidité est à l'état de vapeur } (x_v \leq x_{vs});$$

$$i = c_{\text{air}} \cdot t_s + x_{vs} \cdot i_{\text{vap. } t_s} + (x_v - x_{vs}) \cdot 1 \cdot t_s \quad (5), \text{ s'il existe un excédent d'humidité présent à l'état de brouillard (suspension d'infimes gouttelettes d'eau). } x_v > x_{vs}.$$

$$i = c_{\text{air}} \cdot t_s + x_{vs} \cdot i_{\text{vap. } t_s} + (x_v - x_{vs}) \cdot i_{\text{glace } t_s} \quad (6), \text{ s'il existe un excédent d'humidité présent à l'état de cristaux de glace (givre). } x_v > x_{vs} \text{ et } t_s < 0^\circ\text{C}.$$

Dans ces formules, c_{air} représente la chaleur spécifique moyenne de l'air sec à pression constante entre 0 et t_s °C, t_s la température de l'air (notion ordinaire de température, lue au thermomètre sec), x_v la teneur en humidité de l'air (kg d'humidité par kg d'air sec), x_{vs} la teneur en humidité de l'air saturé à la température t_s , $i_{\text{vap. } t_s}$ et $i_{\text{glace } t_s}$ les enthalpies spécifiques de la vapeur et de la glace à la température t_s .

Méthodes de mesure de la teneur en humidité de l'atmosphère.

Quatre méthodes peuvent être utilisées pour déterminer la teneur en humidité de l'atmosphère.

a) *Méthode chimique* : elle consiste à absorber sur un déshydratant énergique la vapeur d'eau contenue dans un volume déterminé d'air humide. Les absorbeurs renfermant soit du chlorure calcique, soit du silicagel, sont pesés avant et après l'opération : l'augmentation de poids permet de déterminer la quantité de vapeur d'eau présente dans le volume d'air humide examiné.

b) *La méthode du point de rosée* consiste à refroidir d'une façon uniforme de l'air humide calme au contact d'une surface métallique polie. Au moment où la couche d'air en contact direct avec la paroi se trouve à saturation, une buée se dépose sur la surface. Il faut alors en repérer la température — mesure difficile — car la durée du phénomène est courte et l'inertie des appareils de mesure conduit souvent à des erreurs importantes. La pression de saturation correspondante relevée dans les tables est égale à la pression partielle de la vapeur d'eau à mesurer.

c) *L'hygromètre à cheveux* mesure la dilatation moyenne d'un faisceau de cheveux. Son utilisation est basée sur une relation qui lierait le degré

hygrométrique à la longueur de la fibre. En fait, cette longueur est fonction de l'humidité, de la température et du temps. S'il est même possible d'étalonner l'appareil dans une enceinte à température constante connue et pour différents états hygrométriques, la relation établie ne sera plus valable dans un milieu à température différente, car des effets de dilatation peuvent se superposer à l'action de l'humidité. D'autre part, l'inertie de l'appareil est considérable et il faut plusieurs heures avant d'obtenir un état d'équilibre.

d) *La méthode psychrométrique* est la plus couramment employée : elle est basée sur le relevé de deux températures : une température sèche (t_s) et une température humide (t_h). Cette méthode repose, en principe, sur les conditions d'équilibre thermique d'une petite masse d'eau (mousseline humectée d'eau entourant le bulbe du thermomètre humide) isolée au milieu d'un courant d'air. Ce dernier active les échanges par convection et évaporation tout en rendant négligeables les transmissions de chaleur par conduction et rayonnement.

Les conditions de l'équilibre thermique conduisent alors à une relation linéaire qui lie l'écart de température entre l'ambiance (t_s) et l'eau (t_h) à la différence des pressions partielles de vapeur d'eau dans l'air et à la surface du liquide. Les travaux de Sprüng ont conduit à la formule :

$$p_v = p_h - 0,5 \cdot \frac{P}{755} (t_s - t_h);$$

p_v = pression partielle de la vapeur d'eau dans l'air;

p_h = pression de saturation de la vapeur d'eau à la température t_h ;

p = pression barométrique ambiante;

t_s et t_h les températures lues aux thermomètres sec et humide.

En remplaçant p_v par φp_{vs} (équation 2), on a

$$\varphi = \frac{p_h - 0,5 \cdot \frac{P}{755} (t_s - t_h)}{p_{vs}}$$

p_{vs} étant la pression de saturation correspondant à t_s .

En relevant au moyen d'un psychromètre t_s et t_h et en mesurant la pression ambiante, il est possible de déterminer φ et partant x_v ou hr . Le psychromètre est de loin l'appareil le plus commode pour déterminer les caractéristiques d'une atmosphère humide.

Calcul et construction des nouveaux diagrammes.

Format utile : largeur 50 cm, hauteur 60 cm.

Echelles adoptées : en abscisse : 1 cm = 1 g d'eau par kg d'air sec; en ordonnée : 3 cm = 1 kcal par kg d'air sec.

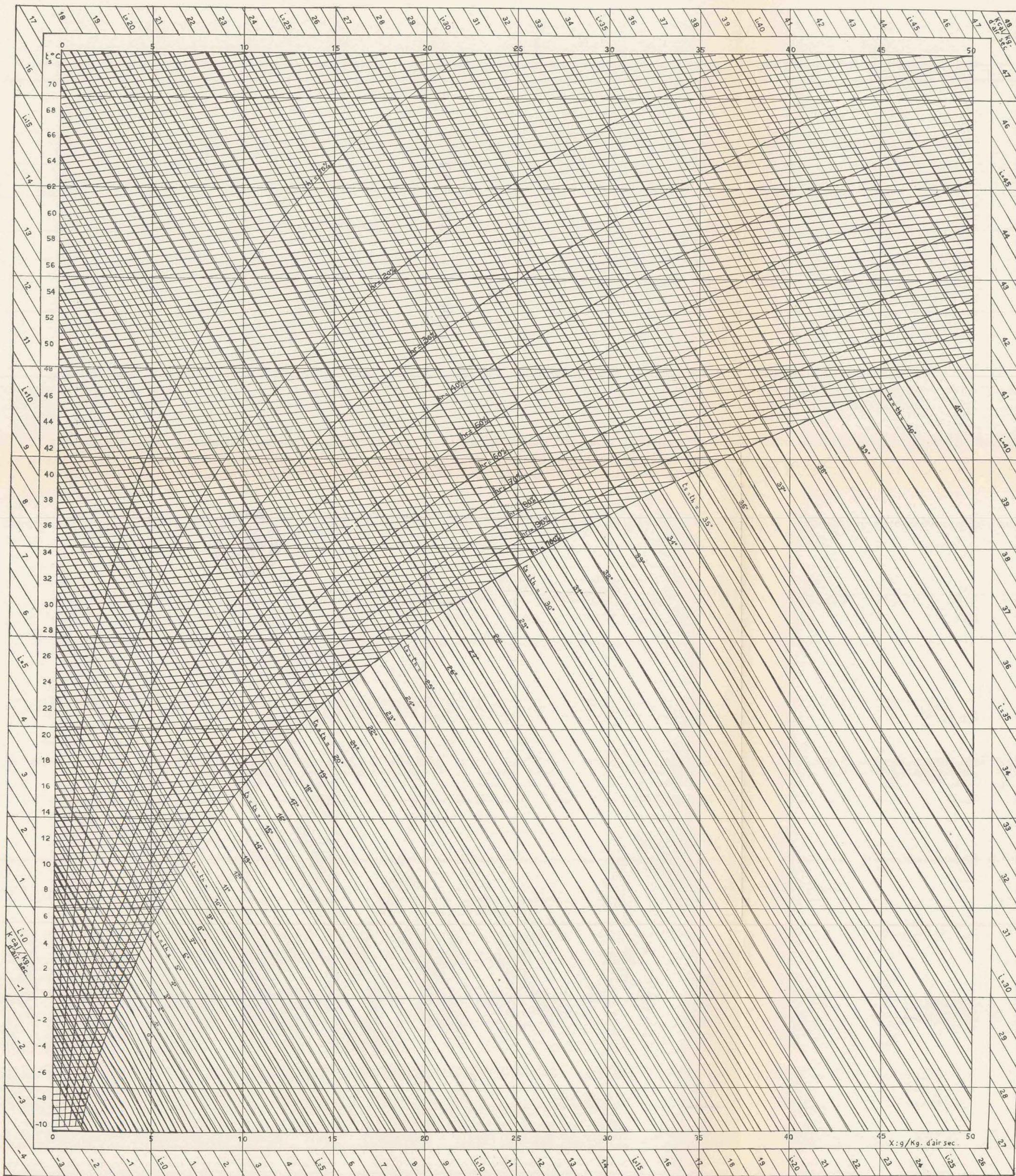


Diagramme $i x$ pour l'air humide. — Pression barométrique : 820 mm Hg.

Inclinaison des isenthalpiques sur l'horizontale : 60°.

I. — Tracé des isothermes : $t_s = \text{constante}$.

a) Zone de l'air humide non saturé : l'équation de l'isotherme (4) impliquait le choix d'une valeur pour la chaleur spécifique de l'air sec et pour l'enthalpie spécifique de la vapeur.

Pour la chaleur spécifique de l'air sec (c_{air}), nous avons adopté une valeur moyenne pour toute l'étendue de nos diagrammes ($-10 < t_s < 70^\circ\text{C}$).

Pour $P = 1 \text{ kg/cm}^2$, on a d'après les mesures du P.T.R. (Justi : Spezifische Wärme, Enthalpie, Entropie, Dissoziation technischer Gaze) :

$t \text{ }^\circ\text{C}$	-50	0	+50	+100
$c_{\text{air}} \cdot \text{kcal/kg } ^\circ\text{C}$	0.242	0.241	0.241	0.242

Nous avons adopté la valeur constante $c_{\text{air}} = 0.241 \text{ kcal/kg}^\circ\text{C}$.

Pour l'enthalpie spécifique de la vapeur d'eau, nous avons utilisé les valeurs données par les Wasserdampftafeln du VDI (édition 1941), pour l'intervalle 0 — 70°C.

$t^\circ\text{C}$	0°	10°	20°
$i_{\text{vap. pour } p_v = p_{vs}}$	597,2	601,6	605,0

Dans l'intervalle de température :

$$-10 < t_s < 0^\circ\text{C},$$

la valeur de $i_{\text{vap.}}$ a été calculée au moyen de la formule suivante obtenue par extrapolation $i_{\text{vap.}} = 597.2 + 0.44 t_s \text{ kcal/kg}$ avec t_s négatif.

b) Zone de l'air humide saturé (buées) : dans cette région, l'équation de l'isotherme nous est donnée par la formule (5) avec évidemment

$$x_{vs} = 0,622 \frac{p_{vs}}{p - p_{vs}} \quad (1')$$

Les valeurs de p_{vs} ont été extraites des Wärme-technische Richwerte du VDI (édition 1938).

c) Zone de l'air humide saturé (glace) : l'équation de l'isotherme est donnée par la formule (6).

L'enthalpie spécifique de la glace a été calculée au moyen des valeurs données par les Wärme-technische Richwerte du V.D.I. La chaleur de fusion de la glace est de 79,4 kcal/kg, tandis que sa chaleur spécifique varie de 0,487 kcal/kg °C à 0° à 0,465 kcal/kg °C à -20°C.

Pour l'intervalle de température nous intéressant ($-10 < t_s < 0$), nous avons adopté la valeur 0,480 kcal/kg °C; l'enthalpie spécifique de la glace a donc été calculée par la formule

$$i_{\text{glace } t_s} = -79,4 + 0,48 t_s \text{ kcal/kg (avec } t_s \text{ négatif).}$$

II. — Tracé des isothermes humides $t_h = \text{constante}$.

a) Zone de l'équilibre eau-vapeur : l'équation de l'isotherme est

$$i = c_{\text{air}} \cdot t_h + x_{vh} \cdot i_{\text{vap. th}} + (x_v - x_{vh}) \cdot t_h \quad (5')$$

en désignant par x_{vh} la teneur en vapeur d'eau de l'air saturé à la température t_h .

b) Zone de l'équilibre glace-vapeur : l'équation de l'isotherme s'écrit

$$i = c_{\text{air}} \cdot t_h + x_{vh} i_{\text{vap. th}} + (x_v - x_{vh}) \cdot i_{\text{glace th}} \quad (6').$$

Toutes les valeurs numériques intervenant dans les relations (5') et (6') ont été définies ci-dessus.

III. — Tracé de la courbe de saturation et des courbes d'égale humidité relative.

La teneur en vapeur d'eau à la saturation, par kg d'air sec et pour une température t_s , est donnée par la formule (1'), tandis que x_v et hr sont reliés par la formule (3').

Dans nos diagrammes, nous avons tracé des courbes hr de dixième en dixième.

Tracé du diagramme *i x*.

Le diagramme *i x* est un diagramme à coordonnées obliques. En ordonnée, on porte les enthalpies i et en abscisse les teneurs en humidité x_v . L'obliquité de l'axe des abscisses et des isenthalpiques a été choisie égale à 60° afin d'agrandir la zone intéressante du graphique.

Nous avons vu que x_v pouvait atteindre pour chaque température une valeur maximum x_{vs} : le lieu de ces maxima est la courbe de saturation ($hr = 100\%$) qui partage le diagramme en deux régions distinctes. La formule (1') nous montre que x_{vs} est fonction de la pression totale p : la courbe de saturation sera donc différente pour chaque valeur de la pression ambiante p : elle se relève vers le haut du diagramme au fur et à mesure que la pression totale croît. Pour chaque point de la zone supérieure du diagramme, la valeur de x_v est inférieure à celle de x_{vs} et toute l'eau véhiculée par l'air l'est à l'état de vapeur. Tout point de cette zone est caractérisé par deux valeurs distinctes des températures t_s et t_h : une simple lecture au psychromètre définira la position du point et permettra d'en déduire les valeurs de hr , x_v et i .

Pour tous les points de la zone inférieure du diagramme, la valeur de x_v est supérieure à celle de x_{vs} : l'atmosphère correspondante est saturée d'eau et l'excès d'humidité entraîné à l'état de brouillard ou de cristaux de glace suivant la température. Dans cette zone, les courbes isothermes t_s et t_h sont confondues : le psychromètre permet de vérifier l'état de saturation de l'air, mais ne donne aucun renseignement sur la quantité d'eau véhiculée. Les isothermes sèches (t_s) ont été tra-

cées en calculant leurs ordonnées à l'origine $i_0 = 0,241 t_s$ et leurs ordonnées extrêmes (en partie virtuelles) $i_{0,05} = 0,241 t_s + 0,05 i_{vap.t_s}$, pour des valeurs de t_s croissant de 1/2 en 1/2 de -10 à $+70^\circ\text{C}$.

Les isothermes humides (t_h) ont été tracées en calculant leurs ordonnées à l'origine :

$$i_0 = 0,241 t_h + x_h (676,6 - 0,04 t_h) \quad \text{pour } -10 < t_h < 0^\circ\text{C et}$$

$$i_0 = 0,241 t_h + x_h (i_{vap.t_h} - t_h) \quad \text{pour } 0 < t_h < 70^\circ\text{C}.$$

Le second point définissant ces droites est le point de rencontre de l'isotherme sèche t_s avec la courbe de saturation.

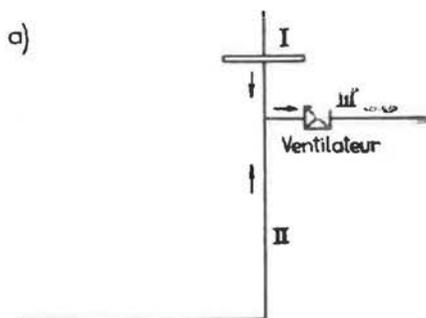
C'est suivant les principes rappelés ci-dessus qu'ont été établis ces diagrammes.

Les valeurs de x_v y sont données en g/kg d'air sec, les enthalpies en kcal/kg d'air sec.

Applications du diagramme $i x$ au contrôle des fuites d'aéragé (*).

a) *Estimation du débit de fuite par un clapet installé à l'orifice d'un puits de retour dans un charbonnage équipé avec un ventilateur de surface.*

Les mesures de débit dans un puits sont délicates et difficiles; de plus, entre le niveau de la galerie du ventilateur de surface et le niveau du sol, il n'y a généralement qu'une distance trop courte pour permettre une mesure correcte du débit de fuite.



La méthode psychrométrique fournit un moyen simple d'estimer les fuites avec une approximation suffisante pour les besoins, dès que l'on connaît l'état hygrométrique de l'air en surface, à la galerie du ventilateur et dans le puits (avant le débouché dans cette dernière), ainsi que le débit total aspiré par le ventilateur. Ce dernier se détermine aisément par les méthodes connues (anémomètre, tube de Pitot). Les mesures effectuées ont fourni les résultats suivants :

(*) Les exemples présentés ci-dessous correspondent à des cas réels. Les mesures nous ont été aimablement communiquées par notre collègue M. Delvaux, Ingénieur au Corps des Mines, auquel j'adresse tous mes remerciements.

station I (ambiance) $t_s = 17,2^\circ\text{C}$, $t_h = 16,2^\circ\text{C}$;
station II (puits de retour) $t_s = 16,2^\circ\text{C}$, $t_h = 16,2^\circ\text{C}$;
station III (galerie ventilateur) $t_s = 16,4^\circ\text{C}$;
 $t_h = 16,2^\circ\text{C}$;
pression barométrique 750 mm Hg;
débit mesuré en III : 35 m³/sec.

L'examen du diagramme $i x$ relatif à la pression de 750 mm Hg donne immédiatement :

station I : $x_v = 11,2$ g/kg d'air sec;

station II : $x_v = 11,65$ g/kg d'air sec;

station III : $x_v = 11,60$ g/kg d'air sec.

Or, la quantité de vapeur d'eau véhiculée par l'air en III est la somme des quantités transportées aux stations I et II. En appelant Z le débit d'air (kg d'air sec par seconde) à la station I, on a :

$$Z \cdot 11,2 + (41,5 - Z) \cdot 11,65 = 41,5 \times 11,6$$

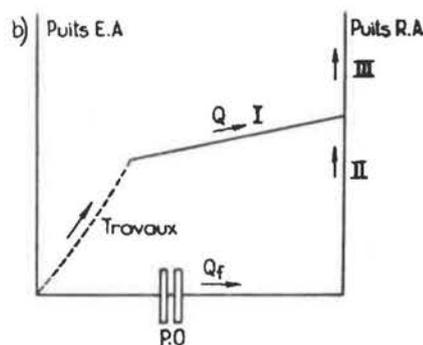
$$0,45 Z = 2,1, \text{ d'où } Z = 4,7 \text{ kg,}$$

$$\text{soit } 4,7/41,5 \cong 11 \%$$

(41,5 est le poids d'air sec-seconde aspiré par le ventilateur).

La faible valeur de ce débit de fuite est due à la grande étanchéité du clapet permise par la non utilisation de ce puits pour l'extraction.

b) *Estimation d'un débit de fuite par une communication entre puits.* Il peut souvent être intéressant de connaître la valeur du débit traversant des portes obturatrices établies au niveau d'un étage inférieur entre les deux puits d'un siège équipé avec un ventilateur de surface; ce débit constitue une perte et sa mesure est difficile pour plusieurs raisons : la distance entre puits est souvent réduite et le régime d'écoulement de l'air n'est pas établi; d'autre part, les sections de passage et les débits en jeu ne permettent pas souvent l'utilisation de l'anémomètre. La détermination du débit utile (station I) et de l'état hygrométrique au retour d'air du chantier, ainsi que des mesures psychrométriques dans le puits de retour d'air quelque peu au-dessus et en dessous du débouché du retour d'air (stations III et II), conduisent à une estimation facile à l'aide du diagramme et



d'une précision suffisante pour les besoins de l'ingénieur des mines :

Les mesures effectuées ont donné les résultats suivants :

station I : $t_s = 24,0^\circ\text{C}$, $t_h = 21,0^\circ\text{C}$,

$Q = 14,6 \text{ m}^3/\text{sec.}$;

station II : $t_s = 18,6^\circ\text{C}$, $t_h = 18,2^\circ\text{C}$;

station III : $t_s = 21,6^\circ\text{C}$, $t_h = 20,0^\circ\text{C}$,
 $p = 820 \text{ mm Hg}$.

L'examen du diagramme $i x$ 820 mm donne :

en I : $x_v = 13,2 \text{ g/kg}$ d'air sec;

en II : $x_v = 11,9 \text{ g/kg}$ d'air sec;

en III : $x_v = 12,9 \text{ g/kg}$ d'air sec.

Le débit mesuré en I ($Q = 14,6 \text{ m}^3/\text{sec}$) correspond à un débit en poids de 18,45 kg d'air sec/seconde.

On établit alors aisément l'équation suivante, en appelant Q_t le débit en II :

$$Q_t \cdot 11,9 + 18,45 \cdot 13,2 = (18,45 + Q_t) \cdot 12,9$$

$Q_t = 5,5 \text{ kg}$ d'air sec, soit $5,5/18,45 \cong 30\%$ du débit utile.

Ces deux exemples d'application du diagramme $i x$ au contrôle des fuites d'aérage montrent tout l'avantage que l'on peut retirer du diagramme $i x$ et de l'emploi du psychromètre pour l'étude de questions semblables.

L'utilisation du psychromètre et des diagrammes $i x$ apporte à l'ingénieur une méthode intéressante et rapide pour l'examen de tous les problèmes ayant trait à la ventilation et à la climatisation en chantiers souterrains.

Notre but, en éditant ces 16 diagrammes, est de mettre à la disposition de l'ingénieur des mines, un outil d'un emploi simple et commode (3).

(3) On peut se procurer les diagrammes en s'adressant à l'auteur de cet article, au Laboratoire de Thermodynamique de l'Université de Liège, 75, rue du Val-Benoit, à Liège.

Recherches récentes sur les affaissements dus aux travaux miniers

par L. DENOEL,

Professeur émérite de l'Université de Liège.

SAMENVATTING

De werken van M. Wardell en zijn medewerkers vormen een belangrijke bijdrage tot de studie van de mijnverzakkingen. Zij hebben de buitengewone verdienste ons een groot aantal nauwkeurige waarnemingen ter beschikking te stellen die volgens een methodisch plan uitgevoerd werden in een terrein waar slechts een enkele laag in ontginning is.

Zij hebben in Engeland de praktijk der periodische uitgestrekte nivelleringen, toegepast in Duitsland en in Nederland ingevoerd en aldus een voorbeeld gesteld aan de overige landen. Tezeldertijd hebben zij de begrippen grenshoek en invloedzone ge vulgariseerd en ze gebruikt om een duidelijke grafische voorstelling te maken van de voortschrijding der verzakkingen.

Het verband in de tijd tussen de vervormingen van de bodemoppervlakte en de mijnwerken werd zorgvuldiger nagegaan dan zulks tot hertoe ooit het geval was. De besluiten die uit deze werken voortvloeien hebben een groot praktisch en theoretisch nut, en het lijkt ons nuttig er de voornaamste punten van te overlopen en de mogelijkheid van hun veralgemening na te gaan.

Wij nodigen de lezer uit vooreerst kennis te nemen van de aanhangsels I en II, die de vertaling bevatten van de twee studies van de H. Wardell alsmede een synthetisch overzicht van de opmerkingen waartoe zijn publicaties aanleiding gaven op de samenkomst van de « Institution of Mining Engineers » in 1953.

Wij gaan uit van de hypothese dat de terreinen die door de ontginning gescheurd zijn, mogen beschouwd worden als een massief zonder cohesie en tonen aan dat deze veronderstelling zeer goed de dynamische fasen van de bodemverzakkingen verklaart.

Wij onderzoeken volgens enkele betwiste punten en in het bijzonder de praktische methoden om de vooruitzichten op te stellen.

RESUME

Les travaux de M. Wardell et de ses collaborateurs apportent une contribution très importante à l'étude des affaissements miniers. Ils ont le mérite exceptionnel de nous offrir un grand nombre d'observations précises effectuées d'après un plan méthodique et dans un terrain où il n'y a qu'une seule couche en exploitation. Ils ont introduit en Angleterre la pratique des nivellements étendus et périodiques usitée en Allemagne et en Hollande, et, par là, ils ont donné le bon exemple aux pays retardataires. Par la même occasion, ils ont vulgarisé les notions d'angle limite et de zones d'influence et ils les ont exploitées pour produire une représentation graphique parlante de la progression des affaissements. La relation de temps entre les déformations de la surface du sol et les travaux miniers a été fouillée beaucoup plus soigneusement qu'on ne l'avait fait jusqu'à présent. Les conclusions qui se dégagent de ces travaux ont un grand intérêt, tant théorique que pratique, et il nous

paraît opportun d'en revoir les principales et la possibilité de les généraliser (*).

Nous partons de l'hypothèse que les terrains fracturés par l'exploitation sont assimilables à un massif sans cohésion et nous montrons qu'elle explique très bien les phases dynamiques de l'affaissement de la surface du sol. Nous examinons ensuite quelques points controversés en cette matière et, en particulier, les procédés pratiques pour établir des prévisions.

I. — LA COURBE TYPE DE LA PROGRESSION DES AFFAISSEMENTS

Arrêtons-nous d'abord à la courbe type de la progression de l'affaissement d'un point du sol en

(*) Nous engageons le lecteur à prendre d'abord connaissance des appendices n° I et n° II qui sont la traduction des deux mémoires de M. Wardell et un résumé synthétique des observations auxquelles ses publications ont donné lieu au meeting de l'Institution of Mining Engineers 1953.

fonction du temps et de l'avancement d'un chantier souterrain. Rappelons que ce point P est pris pour sommet d'un cône droit dont la génératrice fait avec la verticale un angle α , appelé *angle limite*, et que ce cône découpe dans une veine en plateure une surface dont la projection horizontale est une circonférence de rayon R. Celle-ci limite la *zone d'influence* en dehors de laquelle les travaux miniers n'ont aucune action sur le point P. Dans la veine, une taille, dont la longueur idéale serait $2R$, est en activité et aborde la zone d'influence dans laquelle elle progresse régulièrement jusqu'à la dépasser de telle manière que le point P coïncide verticalement avec le centre du chantier. Dans ces conditions, l'affaissement observé au point P est le maximum possible et c'est aussi le plus facile à mesurer avec précision. Sa durée jusqu'au moment où le mouvement s'arrête, c'est-à-dire cesse d'être perceptible avec nos instruments, sera mesurée en P avec une précision plus grande qu'en n'importe quel autre point. Ajoutons que si, dans le champ des observations, la stratification est régulière et la méthode d'exploitation identique, nous devons nécessairement nous attendre à ce que les résultats des mesures soient concordants. En valeur absolue, ces résultats seront très différents, parce qu'ils dépendent d'abord de deux facteurs localement très différents : la puissance de la veine et la profondeur des chantiers. De plus, en pratique il n'est pas souvent possible de donner aux tailles la longueur $2R$, et l'affaissement diminue suivant le rapport de l'aire partielle à l'aire totale, mais si le point P est au centre du panneau, il sera quand même le siège de l'affaissement maximum.

L'artifice de M. Wardell consiste à éliminer toutes ces variations et à prendre comme coordonnées, non plus les valeurs concrètes de l'affaissement et du temps du calendrier mais, d'une part, la proportion de l'affaissement maximum atteinte à un moment donné et, d'autre part, l'avancement réalisé depuis l'origine et exprimé en fraction de R. Dans le graphique ainsi obtenu, les abscisses, bien que représentant un temps, évoquent la relation d'espace et la situation des fronts de taille par rapport au point P.

Onze cas ont été examinés et ils ont donné des résultats assez rapprochés pour qu'on puisse en déduire une moyenne probable. Aux yeux du statisticien, onze n'est pas un grand nombre, mais dans l'espèce, vu les difficultés de l'expérimentation, c'est beaucoup. Cela dépasse tout ce qu'on a bien voulu publier jusqu'à présent et nous devons nous estimer très heureux d'avoir enfin une bonne base de référence. Sa probabilité est du même ordre que celle dont on est bien forcé de se contenter dans d'autres cas : par exemple, la prise de dix échantillons de minerai ou la vérification par dix tirs des qualités d'un explosif. Les divergences entre les observations de M. Grond et celles de M. Wardell n'ont rien d'étonnant ; elles n'entament ni la rigueur de la méthode ni les déductions sur la nature des phénomènes. M. Grond ne nous donne pas tous les éléments du problème et il est bien possible qu'en plus de la nature des morts-terrains, on

s'écarte des postulats que nous venons de rappeler et auxquels est subordonnée la confection des courbes Wardell. Les écarts constatés et ceux que l'on trouvera certainement en multipliant les observations, ne sont pas purement accidentels. Faisons abstraction pour le moment des critiques de détail et voyons ce que nous enseigne la courbe type.

Le diagramme est celui du mouvement d'un mobile partant du repos et y revenant après un certain temps. Nous y discernons facilement trois phases :

- 1) un démarrage très lent s'accéléralant pendant un temps court pour passer à
- 2) une période de régime où la vitesse est sensiblement constante, car la courbe présente un point d'inflexion dans la partie centrale et ne s'écarte guère de la ligne droite,
- 3) une période de ralentissement, plus brusque que celle de démarrage.

A ce cycle correspond une dépense d'énergie. La force motrice, c'est la pesanteur. Nous avons affaire à un corps qui tombe, acquiert de la force vive, est arrêté dans sa chute par une résistance. La hauteur de chute est faible (la hauteur libre dans l'ouverture de la veine), mais la masse mobile est énorme, par conséquent aussi l'énergie engendrée par la chute. Aucune construction humaine ne résisterait à ces effets destructeurs, si eux-mêmes ne se chargeaient de l'amortissement. L'essentiel, c'est qu'ils se cantonnent dans un domaine écarté des endroits fréquentés. De ce corps qui tombe nous ne connaissons rien, sinon que sa surface latérale a pour directrices le périmètre du chantier et le bord de la cuvette d'affaissement à la surface du sol ; la région intermédiaire demeure mystérieuse. Elle a bien été explorée par quelques nivellements de galeries, mais jamais on n'a déterminé le contour d'une section complète. Il faut y suppléer par des hypothèses et il n'en manque pas (1). On peut imaginer le cas théorique d'un milieu homogène et d'un chantier de forme circulaire dont le rayon croît progressivement d'une manière continue. La cuvette sera limitée par une circonférence de cercle et le corps détaché sera un solide de révolution dont la méridienne peut être une droite ou une courbe. Quand il ne s'agit que de la correspondance géométrique entre le fond et la surface, on admet généralement l'hypothèse de surfaces réglées dont les génératrices sont inclinées sur l'horizon d'un angle déterminé (angle limite ou angle de cassure) ; hypothèse simple et valable pour toute espèce de périmètre du chantier. Si l'on analyse les phénomènes du point de vue mécanique, la forme du solide détaché du massif en place n'est pas indifférente, mais quelle que soit cette forme, une chose est certaine, c'est qu'il faut une dépense d'énergie pour vaincre la cohésion et les frottements tout le long de la surface de séparation.

Un autre fait est certain, c'est que la désagrégation commence par le bas, qu'elle résulte d'une fragmentation de toute la masse, ce qui représente

(1) GROND cite une dizaine dans une étude parue dans « Iron and Coal Trades Rev. », 1950.

aussi une dépense d'énergie que Rittinger estimait proportionnelle à l'augmentation des surfaces mises à nu. Au début de l'exploitation, tant que le chantier n'a pas pris un certain développement, la pesanteur est impuissante à surmonter les forces antagonistes et à produire la déformation de la surface du sol, mais elle l'emporte nécessairement à un certain moment parce qu'elle croît comme le cube tandis que les forces de rodage, pour ne citer que celles-là, croissent comme la surface limite. Le chantier qui va influencer le point P a donc été mis en train depuis un temps notable quand il aborde la zone d'influence, origine du diagramme, et il a acquis un développement suffisant pour former à la surface une cuvette s'étendant jusqu'au point P. L'excédent de poids va en croissant et provoque la mise en mouvement d'abord lente, ensuite progressivement accélérée jusqu'à un certain point.

Dans ce mouvement, nous devons considérer une multitude de fragments enchevêtrés dont chacun tend à suivre le chemin de moindre résistance. C'est ce qu'on observe très nettement dans le sablier, les grains du centre s'écoulent beaucoup plus rapidement que ceux des bords et il se forme à la surface une cuvette en forme de cône ou d'hyperboloïde de révolution. Des essais sur modèles à échelle beaucoup plus grande montrent exactement la même marche de l'écoulement de matières pulvérulentes. Nous citons spécialement ceux de ROLOFF dont nous donnons un aperçu à l'appendice n° III. Si l'on imagine un panneau carré qui aurait été exploité symétriquement par rapport à son centre et aurait atteint son état d'équilibre final, les trajectoires des différents points seraient celles de la figure 1, c'est-à-dire des courbes ayant une asymptote verticale et assimilables à des arcs d'exponentielle ou d'hyperbole. Leur courbure très prononcée au bord de la cuvette s'atténue à mesure qu'on se rapproche du centre.

Si l'on considère une taille de longueur constante, avançant régulièrement dans un sens donné, il faut admettre qu'au moment où la surface du sol commence à être influencée, les lignes de flux sont virtuellement formées. Dans le sens perpendiculaire à l'avancement, elles prennent leur forme définitive, tandis que dans le sens de l'avancement, elles subissent un effet d'étirement qui dépend de la vitesse du chantier. Chacun des fragments de la masse en mouvement obéit différemment à la résultante des efforts verticaux et horizontaux, mais ce sont évidemment ceux dont la vitesse de chute est la plus grande qui sont le moins déviés. Ce sont ceux qui sont momentanément au centre du panneau. On conçoit aisément que du fait des vitesses relatives de corps en contact naissent des frottements, des chocs et des destructions, c'est-à-dire du travail ajouté à celui de la fissuration en avant du front. Une grande partie de ces effets parasites dépend de la force vive acquise et ainsi se fait-il qu'à un certain moment s'établit un état voisin de l'équilibre et que la vitesse de descente devient à peu près uniforme. Le phénomène est analogue à celui de la chute d'un lit de grenailles dans l'eau et dans un récipient de grande hauteur. La vitesse

tend vers une limite asymptotique, c'est-à-dire qu'après un certain temps les accroissements ne sont plus mesurables. Mais la hauteur de chute est limitée et, quand le lit de grenailles touche le fond du récipient, il possède une force vive qui s'amortit par le travail des forces moléculaires dans les matériaux et par des remous dans le liquide. Si le fond du récipient, au lieu d'être rigide, était constitué par un piston à ressort ou à coussin d'air, on le verrait s'affaisser au moment du choc des grenailles.

Ces raisonnements, basés uniquement sur les théorèmes de la mécanique rationnelle, nous font apparaître comme très probable l'assimilation de l'affaissement du sol à l'écoulement d'un massif sans cohésion par un entonnoir de forme très évasée, les matériaux tombant dans un espace confiné qui limite la hauteur de chute. Cette hypothèse rend parfaitement compte de l'allure des diagrammes Wardell.

1^{re} phase : Le démarrage se fait lentement pendant une période qui correspond à un avancement de 0,5 à 0,6 R. Cet intervalle correspond sensiblement à la partie de la cuvette comprise entre l'angle limite (mesure sur l'horizontal) et l'angle de cassure ($\pi/4 + \beta/2$) déterminé par la bissectrice de l'angle β et de la verticale. Dans cette région, la cuvette est légèrement concave vers le bas et très peu inclinée, la chute du point P ne peut être que très faible et le diagramme nous renseigne sur sa valeur qui est de 0,05 de l'affaissement final.

Il est à noter que, dans cette première partie du diagramme, le faisceau des onze courbes particulières est très resserré, c'est là aussi que les courbes produites par M. Grond présentent le moindre écart. Par conséquent, on doit admettre comme très probable cette allure du démarrage, et il est permis de la généraliser.

La période d'accélération se situe entre 0,6 R et 1,1 R ; c'est la zone comprise entre la verticale et l'angle de cassure, bien connue comme étant le siège des plus grands dégâts. La pente du bord de la cuvette s'accroît fortement, atteint son maximum et la concavité change de sens. Quand le chantier passe à l'aplomb du point P, l'affaissement atteint 0,20 du total.

Dans cette région, les écarts de la moyenne, encore faibles dans les courbes Wardell, sont très considérables dans celles de Grond. Il y a donc là un domaine qui doit attirer l'attention des observateurs.

2^{me} phase : La vitesse a atteint son maximum et le maintient dans l'intervalle compris entre R et ($1,6 R + \epsilon$). La courbe type se confond sur une grande longueur avec la tangente au point d'inflexion et on peut voir dans un très grand nombre de cas d'espèce que le diagramme est absolument rectiligne. On le constate aussi dans maints exemples cités par d'autres auteurs. Dans tous ces cas, le diagramme de la vitesse de descente du point P est un trapèze à côtés incurvés (fig. 1). On ne peut manquer d'être frappé par sa ressemblance avec le diagramme du débit d'une pompe

foulante à piston, commandée directement par un fluide à pression constante et qui aurait une soupape défectueuse, très lourde et de grande levée. Pendant cette période de régime, le point P effectue environ les 2/3 de sa descente.

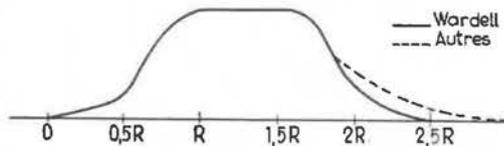


Fig. 1. — Vitesse d'affaissement/temps.

3^{me} phase : La vitesse ralentit progressivement, ce qui implique une diminution de puissance ou un accroissement de résistance ou les deux. La progression du chantier n'a plus qu'une très faible influence sur l'accroissement de l'affaissement et elle n'en a plus aucune pour $x = 2R$. Le point P se trouve dans la partie de la cuvette voisine du centre, qui est très plate, et la composante verticale de sa trajectoire jusqu'au point central est très faible. Les conditions du phénomène sont maintenant tout autres que dans les phases précédentes. Aux dislocations ont succédé des recompressions ; le travail de la pesanteur consiste à rétablir le système dans un état d'équilibre stable différent infiniment peu de l'état primitif où les surfaces équipotentiellles sont des plans horizontaux et où les pressions croissent avec la profondeur. Cette compression est itinérante comme le chantier. On l'apprécie au fond par des mesures de convergence et des étançons dynamomètres. Elle devient de plus en plus difficile à mesure que la masse reprend sa compacité. Si l'on considère un tube vertical isolément, et si l'on désigne par y la compression subie à partir d'un état pris pour origine, on peut dire que la différence entre la pression agissante et la réaction s'exprime par $P - R = F(y)$. F étant une fonction décroissante (2), R est naturellement très variable suivant les circonstances, le volume du vide, la dureté des matériaux, les frottements, etc. Dans cette masse moulée contre les parois de l'entonnoir, il est admissible que les choses se passent comme dans le poinçonnage pendant la débouchure, c'est-à-dire qu'on a affaire à des glissements dans des plans verticaux.

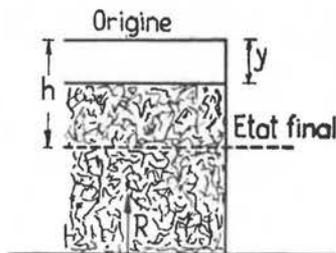


Fig. 2.

(2) La même hypothèse est admise dans le calcul des traverses de chemin de fer reposant sur un ballast compressible.

Pour se rendre compte de l'allure du phénomène, il n'est pas nécessaire de connaître la vraie valeur de $F(y)$, il suffit de savoir quelle est à un instant donné la fraction du tassement restant à effectuer. La plus simple de toutes les formes de $F(y)$ c'est

$$\text{l'équation linéaire } \frac{d^2y}{dt^2} = -K^2 y \text{ (K étant un}$$

coefficient spécifique). L'intégrale générale est $y = A \sin Kt + B \cos Kt$.

Pour $t = 0$ $y = 0$ d'où $B = 0$

$$y = A \sin Kt, \quad -y_{\max} = h = A.$$

La courbe du diagramme est donc la sinusoïde : $y = h \sin Kt$. La vitesse est donnée par $v = Kh \cos Kt = v_2 \cos Kt$. Elle est maximum au départ et donnée en grandeur et direction par la vitesse v_2 à la fin de la deuxième phase, c'est-à-dire au point d'inflexion du diagramme. Elle s'annule pour

$$KT = \pi/2$$

est le temps total de l'affaissement. Ceci précise la grandeur du coefficient K qui est l'inverse du temps.

Les formules peuvent donc s'écrire aussi :

$$y = h \sin \frac{\pi t}{2 T} \quad \text{et} \quad v = v_2 \cos \frac{\pi t}{2 T}$$

elles montrent que la vitesse au début est égale à la vitesse moyenne multipliée par $\pi/2 = 1,57$.

Ces formules sont d'application très commode, elles ne nécessitent que la connaissance de deux grandeurs h et T résultant des observations locales ; elles nous ont permis de faire des vérifications et d'établir des prévisions.

Dans la courbe type Wardell, si nous prenons l'intervalle $1,6R$ à $2,5R$ et faisons $T = 9$ et $h = 20$, nous constatons que l'accord est très bon dans l'intervalle $1,6R$ à $2R$, moins bon au-delà. Ce dernier domaine est celui de l'affaissement résiduel des très petites mesures et de la moindre précision. Pratiquement, une grande rigueur est ici sans importance puisque les dégâts tardifs sont minimes et facilement réparables.

Notons enfin que ces formules sont basées sur l'état final de la cuvette qui est celui de l'équilibre stable et indépendant des phases intermédiaires. Par conséquent, elles sont valables même si le chantier est arrêté à une distance $x \leq 2R$. Toutes les fois qu'un chantier sera arrêté pendant un temps notable à l'intérieur de la zone d'influence, soit à une limite conventionnelle, soit par suite d'accidents, on verra la vitesse de descente diminuer rapidement, puis plus lentement. Si l'on constate que cette vitesse reste à un certain niveau ou va de nouveau en croissant, on peut être certain que c'est le résultat d'une reprise du chantier ou de la mise en marche d'un autre panneau, soit dans la même veine, soit dans une veine voisine. Il y a là un indice très net et qui permet de différencier les actions qui se succèdent dans la zone d'influence, elles se marqueront toujours par une brisure dans le diagramme « temps-affaissement ».

Les considérations théoriques qui précèdent ne sont pas entièrement nouvelles, mais il nous paraît opportun de les rappeler maintenant qu'elles sont confirmées et exprimables en nombres par les recherches de M. Wardell. Sa publication permet de faire le point sur plusieurs questions controversées.

Concluons dès à présent que les affaissements du sol et le comportement des tailles sous les pressions du terrain sont des phénomènes d'ordres absolument distincts et qu'il est vain de vouloir les faire entrer conjointement dans des systèmes théoriques dont aucun n'échappe au reproche d'insuffisance ou même de contradiction. On arrive à des notions beaucoup plus nettes et d'un intérêt pratique majeur en traitant les deux problèmes séparément, c'est du reste conforme au principe qu'il faut sérier les difficultés (3).

II. — QUELQUES PARTICULARITES

Nous nous proposons dans ce chapitre d'examiner quelques-uns des points discutables et discutés du mémoire de M. Wardell.

Angle limite.

Cet angle est l'équivalent de l'angle « de repos » ou de talus naturel des roches tel qu'on l'observe à la surface. C'est aussi celui qui correspond à un équilibre stable du terrain. Il paraît donc logique de l'observer sur le bord de la cuvette arrivée à son repos définitif. Mais la détermination du moment précis où cette condition est réalisée exige naturellement des nivellements pendant une période assez longue. M. Wardell détermine l'angle limite par le moment où le point observé commence à bouger, le chantier ayant été mis en activité un certain temps avant qu'il n'aborde la zone d'influence. Cette méthode n'est plus applicable quand le point de départ est à l'intérieur de la zone d'influence.

Dans les couches plates, l'angle limite est le même dans toutes les directions. Dans le sens perpendiculaire à l'avancement, on peut donc l'observer quel que soit le point de départ et il serait très intéressant de connaître les résultats de nivellements suivant des profils normaux embrassant toute la largeur de la zone d'influence.

L'angle limite varie avec la nature des terrains surplombant la veine. La question se pose de sa-

(3) Ce n'est pas ici le lieu de traiter du phénomène de la propagation des ébranlements du fond jusqu'à la surface. Nous sommes loin de méconnaître son importance, surtout en ce qui concerne les déformations de la colonne des puits. Nous ferons seulement observer ici que les observations faites simultanément dans un même plan vertical ne contredisent en rien l'hypothèse de l'écoulement. Ainsi les nivellements d'un travers-bancs au-dessus d'un champ d'exploitation montrent que les affaissements ont une marche parallèle au fond et à la surface, ceux du fond étant plus forts. Les observations de Löffler dans les puits confirment ce parallélisme. C'est conforme au fait que la vitesse d'écoulement d'un fluide est inversement proportionnelle à la section de passage. A un certain moment, l'affaissement est le même au fond et à la surface. C'est alors que le vide du chantier est rempli par les éboulis et que ceux-ci commencent à se comprimer.

voir s'il est influencé par les exploitations prises successivement suivant la verticale. Si les mortsterrains sont constitués presque entièrement de roches sans cohésion, les exploitations ne changent pas grand-chose à leur comportement. Dans les roches consistantes, les cassures d'exploitation s'ajoutent aux cassures naturelles, et plus il y en a, plus est vraisemblable l'assimilation en grand du terrain à un sol meuble. On doit donc s'attendre à ce que l'angle limite augmente et davantage là où la fragmentation est plus forte, c'est-à-dire à petite profondeur. Cela peut expliquer les écarts de 52 à 56° relevés par M. Wardell.

On peut relever à titre d'indication probante les cas J où l'on a trouvé le maximum 40°. Il s'agit d'une veine située à 210 m de profondeur dans une zone où le terrain houiller affleure et a déjà été disloqué par deux exploitations antérieures. Plus grande est la profondeur, moindre est la déformation du sol, et il devient très difficile de discerner ces variations possibles de l'angle limite. A plus forte raison, si on remblaie. Dans un profil normal à la direction de l'avancement, on pourrait sans doute relever une différence, suivant que le chantier avance en ferme ou est limité par de vieux travaux. La dissymétrie des ailes de la cuvette est signalée dans la fig. n° 1 du rapport Beevers - Wardell de juillet 1954 (voir plus loin fig. 5 et Appendice n° 2), mais ce cas appelle de nettes réserves. La différence signalée est absolument trop forte pour être due uniquement à une différence dans la compacité du terrain.

Du point de vue des applications, il n'y a pas lieu d'attribuer une importance excessive à la précision de l'angle limite, attendu que sur les bords de la cuvette tous les mouvements du sol ont une amplitude très faible et peu dommageable (4). On peut donc se baser sur les valeurs moyennes relevées dans les conditions locales. La valeur maximum est à considérer comme la limite au-delà de laquelle l'influence des travaux miniers devient invraisemblable. A ce titre, nous l'adoptons quand il s'agit de vérifier des cas douteux ou des influences combinées. Cette valeur maximum dans le terrain houiller du Sud de la Belgique est de 40° et sa bissectrice fait avec la verticale un angle de 20°, limite admise pendant longtemps pour l'aire des dégâts francs aux constructions. Nous savons maintenant qu'elle n'a qu'une valeur probable.

Point de départ du chantier et début de l'affaissement.

Dans les conditions où a été établie la courbe type, c'est une tautologie de dire que l'affaissement du point P débute dès que le front de taille aborde sa zone d'influence. Cela implique que le chantier était déjà assez développé pour influencer la surface en arrière de P. Ici se pose la question du temps nécessaire pour que les ébranlements se propagent du toit de la couche jusqu'à la surface. Ce

(4) Niemczyk a trouvé qu'un écart de 10° sur la valeur de l'angle limite n'a de retentissement que sur les aires partielles très petites.

décalage est très important pour l'établissement des prévisions ; il a en outre sa répercussion sur l'allure du diagramme affaissements-temps. Si le décalage est de T_a jours et la vitesse d'avancement v , le chantier aura avancé d'une longueur $xR = v.T_a$ et il pourra avoir pénétré dans la zone des grandes vitesses, le diagramme indiquera une accélération des démarrages et une vitesse de chute brusques (voir notamment les courbes de Briggs p. 154 et celle du cas singulier signalé par Grond).

Dans l'état actuel, ce facteur est celui que l'on connaît le moins et il paraît imprévisible. Il est extrêmement variable suivant les conditions locales. Ainsi, Niemczyk cite deux exemples ; dans l'un, couche de 1,40 m, profondeur non indiquée, le retard est de 6 à 12 mois, dans l'autre (couche de 1,80 m, remblai serré), il atteint deux ans pour une profondeur de 200 m.

Sur notre demande, M. Wardell a bien voulu nous faire savoir qu'il n'avait trouvé dans ses levés que très peu de cas d'où l'on puisse déduire la grandeur du retard avec quelque probabilité. Cela provient en premier lieu de la précision des observations et il faut que l'affaissement ait au minimum 2,5 mm pour que l'on puisse dire que les travaux souterrains ont commencé à se faire sentir. Il faut saisir le point sensible et le moment opportun. La profondeur, le remblai, la nature des terrains et la vitesse d'avancement sont autant de causes de variations locales.

Avec les éléments dont il dispose, M. Wardell a cherché à établir une relation entre le temps d'attente, la vitesse d'avancement et le rayon de la zone d'influence (voir Appendice IV). Si les premiers indices d'affaissement se manifestent quand une taille de longueur $2R$ a avancé de R/k et si la vitesse d'avancement est de V mètres par an, le temps sera donné par $T_a = R/k : V$ et, comme V peut s'exprimer aussi par un multiple de R , soit xR , l'on aura $T_a = R/k = xR = 1/kx$ ou $360/kx$ en jours. D'après une première estimation, on aurait $k = 8$, dans le cas du foudroyage et d'une veine de 1 m d'ouverture. Si la taille avait une longueur plus petite que $2R$, le temps serait naturellement plus long et devrait être corrigé en tenant compte du rapport de l'aire partielle à l'aire d'influence totale. Il sera aussi plus long si l'on remblaye et plus court si la couche est épaisse.

Cette règle ne constitue évidemment qu'une première indication, et les quelques exemples de vérification dont nous disposons montrent que la valeur k diffère de 8 et peut varier du simple au double. $R/8$ paraît assez vraisemblable pour des profondeurs de l'ordre de 600 m.

La raison principale de ces différences se trouve dans la nature des roches encaissantes, de leur résistance aux efforts de flexion et de cisaillement. Précisons ici que le temps d'attente c'est la période préparatoire aux affaissements du sol, pendant laquelle les terrains surplombant la couche se fissurent et se disloquent jusqu'à devenir comparables à un massif sans cohésion. Une fois ce point atteint, il n'y a plus guère de différences dans la cohésion et c'est ce qui explique l'allure concordante des courbes de la progression de l'affaissement dans tous

les terrains. Cette concordance ne prouve rien quant aux procédés de destruction et au temps qu'ils exigent. Il est donc douteux que le temps d'attente soit en rapport direct avec le rayon de la zone d'influence. Le phénomène de la propagation des ébranlements est fort complexe, et la vitesse qu'on pourrait appeler ascensionnelle n'est pas constante, mais certainement décroissante de bas en haut avec tendance vers zéro. Tout au début, avec les longueurs de taille de 100 à 200 m aujourd'hui habituelles, la flexion se fait dans le plan perpendiculaire à la direction de l'avancement et, après un certain temps, quand les fissures en avant du front et le clivage provoqué sont bien marqués, alors les bancs cassent parallèlement au front de taille et suivant un rythme dicté par la vitesse d'avancement. Ce phénomène se manifeste à toute profondeur. La facilité avec laquelle les bancs se cassent et se décollent les uns des autres par l'effet de la pesanteur dépend de leur épaisseur et de leur résistance mécanique. Ainsi, les gros bancs de grès du bas-toit retardent le foudroyage et on doit souvent les miner. S'ils sont dans le haut-toit, c'est pire. Il y a danger de coups de toit, et de toute façon, entrave à la propagation régulière de bas en haut. On peut en dire autant des formations de voûte. Mais, l'expérience prouve que dans tous les cas le temps et l'avancement du chantier ont raison de ces obstructions momentanées.

De ces considérations, on conclut que nous n'avons encore aucune base sérieuse de pronostic du temps d'attente et qu'il faut se référer aux observations locales. Malheureusement, celles-ci sont encore peu nombreuses ou peu divulguées. Il est donc nécessaire de faire encore un grand nombre d'observations précises.

Mouvements horizontaux.

Notons l'accord entre les observations du Yorkshire et celles des bassins allemands (Niemczyk, p. 27/31). Le point de passage des tensions aux compressions coïncide avec la verticale au périmètre du chantier. Quant au maximum des tensions, il est situé dans l'intervalle entre la verticale et l'angle de cassure, mais sa position précise semble sujette à des fluctuations assez importantes.

On a fait observer avec raison que ces expressions de *tension* et *compression*, mises en circulation par les auteurs allemands, sont impropres, que les terrains superficiels sont incapables de transmettre un effort de tension. En réalité, on mesure des déplacements entre repères, extensions ou raccourcissements. On les ramène à une unité de longueur en les exprimant par exemple en mm par 10 m, mais il est absolument impossible d'en tirer un taux de contrainte en kg/cm^2 . Quant aux bâtiments, les matériaux de construction ayant un module d'élasticité connu, les contraintes pourraient s'évaluer, mais elles ne sont pas directement proportionnelles aux déformations accusées par les levés topographiques. Les bâtiments ne participent pas aux mouvements du sol comme de simples piquets-repères. Leur poids, la pression unitaire des fondations, les frottements interviennent et les déplacements horizontaux sont autres qu'en sol nu. Grâce à la cohésion de la structure, il peut y avoir une certaine translation en bloc très appréciable.

Enfin, il est à noter que les levés du Yorkshire ont confirmé que l'amplitude des mouvements horizontaux est en rapport avec celle des affaissements et qu'elle diminue en raison directe de la profondeur.

Affaissement résiduel.

Dans la courbe type Wardell, le chantier dépasse la zone d'influence, par hypothèse toujours à la même allure, et il faudrait qu'il avance encore de $0,5 R$ pour que l'affaissement du point P soit définitif. C'est plausible et conforme aux vues de plusieurs auteurs allemands. Mais il faut bien se garder d'en conclure que toujours la durée totale du phénomène sera déterminée par $2,5 R = v$.

Le chantier finit toujours pas s'arrêter, soit contre un accident naturel, soit à la limite de la concession, champ clos des contestations entre voisins. Quelle sera l'allure du phénomène dans cette phase finale ? Supposons que le chantier s'arrête net à $x = 2 R$. La cuvette a pris son extension définitive, mais pas encore toute sa profondeur. Le dernier tassement dû à la compression des éboulis se passe en vase clos, il exige un temps notable, qui peut dépasser très largement celui d'un avancement de $0,5 R$ à l'allure antérieure. Il est souvent de plusieurs années, il résulte de l'observation et on ne voit pas comment on pourrait le déterminer par extrapolation du diagramme établi dans l'intervalle $O - 2 R$. La dernière partie du diagramme réel sera donc d'ordinaire beaucoup plus plate que celle de la courbe type.

Dans cette ultime phase de l'amortissement, les affaissements et les tensions sont très faibles. Il peut arriver cependant que les actions de plusieurs exploitations simultanées se cumulent et qu'il en résulte des lésions dans les parties faibles des bâtiments, par exemple des fissurations des plafonds.

Vitesse d'avancement et dégâts.

Une assertion qui n'a pas manqué de causer quelque surprise, c'est que la vitesse d'avancement n'a aucune influence sur la nature ou la gravité des dégâts aux constructions ; elle change seulement l'époque où ils apparaissent.

Notons d'abord que ceci peut avoir un grand intérêt en certaines circonstances. Si l'on est sous une région encore peu peuplée mais dans laquelle on prévoit des plans d'urbanisme, des ouvrages d'art, des constructions civiles ou industrielles de grande importance, il faut apporter toute la célérité possible à l'extraction des principales couches de façon que la période dangereuse des premières années soit passée et que les constructions s'édifient pendant la période du tassement uniforme.

En second lieu, M. Wardell ne considère que les tensions et compressions comme causes de dommages. Il ne dit rien des dénivellations et des hors-plomb des murs et des constructions en maçonnerie de grande hauteur. Ces dégâts sont permanents sur les bords de la cuvette finale, mais ils se constatent aussi, et à une échelle beaucoup moindre, pendant les étapes intermédiaires. C'est un fait bien connu que les dénivellations font plonger les bâtiments vers le front du chantier en marche, ce qui amène un redressement lorsque le front a dé-

passé le bâtiment. Lorsque la ligne de cassure itinérante aborde le bâtiment, elle produit un affaissement plus fort à l'avant qu'à l'arrière et, si elle stationne ou passe lentement, le moment de déversement peut produire des fissurations que l'on évite en passant rapidement. C'est pourquoi l'on recommande d'orienter l'avancement des fronts de taille dans le sens de la plus petite dimension.

On peut noter aussi qu'un corps semi-élastique soumis à une contrainte durable, même non dangereuse, subit une déformation plastique qui s'accroît avec le temps. Toutes les constructions en maçonnerie rentrent dans cette catégorie, elles seront donc moins affectées par une progression rapide.

III. — PREVISIONS

Les observateurs anglais ne nous apprennent rien de nouveau quant à la marche à suivre pour prévoir la grandeur des affaissements du sol, mais ils apportent des précisions sur le facteur temps qui est un des éléments essentiels du problème.

Il ne faut pas se faire d'illusions. Il n'y a jusqu'à présent aucune méthode qui puisse prédire une valeur concrète de l'affaissement d'un point du sol à un moment donné, avec une approximation donnée. Les aléas sont nombreux. Les erreurs d'appréciation dans les données se répercutent dans les résultats ; les hypothèses sur l'homogénéité du milieu et la continuité des phénomènes sont nécessaires pour pouvoir établir des raisonnements mathématiques. Si elles valent en grand, elles ne valent rien dans le détail. Dans l'étendue d'un panneau de 500 à 500 m, il est rare qu'on ne rencontre pas des variations dans la puissance des veines, la stratification, la nature des stamper ou des irrégularités dans l'avancement ou la longueur des fronts. On a constaté souvent des écarts notables entre les prévisions et la réalité révélée par des nivellements méthodiques. Deux points voisins dans une même base d'observation peuvent se comporter différemment dans l'intervalle entre deux mesurages consécutifs et il est bien délicat d'en trouver une explication. Niemczyk, qui a exposé longuement la question et fait la critique des divers procédés de calcul, estime qu'une approximation de 10 % sur l'ordonnée de l'affaissement est vraisemblable ; quant aux intensités des tensions et compressions, l'aléa est beaucoup plus considérable.

Cette incertitude ne doit pas nous rendre sceptiques. L'intérêt du problème ne se concentre pas sur un point de l'espace, mais bien sur des zones d'une certaine étendue qu'il n'est pas nécessaire de déterminer à un mètre près. Ce sont les zones où les tensions et les compressions peuvent atteindre un taux dangereux, et leur connaissance est nécessaire du point de vue des mesures à prendre dans la construction des nouveaux bâtiments et, ce qui est encore plus important, du point de vue du plan d'exploitation et de la compensation de ces tensions.

Le problème des prévisions étant ainsi limité à son essentiel, on peut dire que, dans l'état actuel de nos connaissances, il est susceptible de solutions pratiquement très satisfaisantes. On a le choix

entre les méthodes Keinhorst, Bals, Beyer qui toutes font appel à des artifices de calcul discutables, qui conduisent dans l'application à des calculs laborieux pour lesquels on a élaboré des tables de nombreux paramètres. Il est permis de se demander si une telle complication est bien justifiée en pareille matière et s'il n'est pas illusoire de pousser la recherche de la précision à un degré que la nature se charge de démentir.

Nous sommes ainsi amenés à rechercher si le problème n'est pas susceptible d'une solution plus commode et d'une approximation suffisante pour les besoins de la pratique.

Les données du problème sont la puissance et la pente de la veine, le chantier de forme rectangulaire avec une dimension constante, la longueur du front de taille, l'angle limite et l'angle de fracture. Il faut se donner le profil de la cuvette qui s'ajuste le mieux possible aux résultats des nivellements exécutés dans la région sur une longueur dépassant celle de la zone d'influence. En couche inclinée, il faut au minimum une base suivant la ligne de plus grande pente et trois suivant la direction, une par le point le plus bas de la cuvette, une en amont et une autre en aval. C'est indispensable quand la pente dépasse 20°. En couche plate aussi, bien qu'on admette la symétrie, il est évidemment instructif de disposer de nivellements en long et en travers. En pratique, malheureusement, on dispose rarement de nivellements méthodiques effectués dans un but d'étude, mais on est assujéti à suivre des routes ou des voies ferrées plus ou moins sinueuses et il faut dépouiller attentivement et interpoler les résultats des observations. A défaut de renseignements régionaux dignes de foi, il faudra se régler d'après les analogies et adopter l'un ou l'autre des profils types proposés pour la forme de la cuvette. En couche plate, ce sera toujours une figure ayant un axe de symétrie vertical au centre de figure du chantier.

Le problème ainsi posé, on cherche en premier lieu à déterminer l'ordonnée maximum au centre de la cuvette. Il est commode pour les calculs d'y rapporter toutes les autres ordonnées et d'exprimer les longueurs en prenant pour unité le rayon R de la zone d'influence.

carrée et de côté 2 R (c'est-à-dire le carré circonscrit au cercle). La zone influencée sera par suite un carré de côté 4 R, et cela, quels que soient la profondeur des travaux ou les angles limites dont les valeurs concrètes disparaissent.

Dans cette zone d'action complète, ce qu'il est indispensable de connaître, c'est la forme définitive de la cuvette, celle de l'équilibre stable, à laquelle on arrive fatalement. Elle est déterminée par trois repères sur lesquels tous les observateurs sont d'accord :

1) Le fond de la cuvette dont l'ordonnée est une fraction de l'ouverture de la veine variant entre 0,9 (cas de foudroyage intégral) et un coefficient en rapport avec la nature du remblai.

Cette ordonnée axiale est cotée 100 ;

2) Les ordonnées au droit du périmètre du chantier, parce qu'elles correspondent à la limite des zones de tension et de compression (ou encore au point neutre), la cote est voisine de 50.

3) L'ordonnée correspondant à l'angle de fracture, c'est-à-dire au point d'inflexion de la courbe de la cuvette et à l'accélération du mouvement de descente. Ce point se situe dans une zone assez étroite dont le centre peut être fixé avec une grande probabilité à une distance 0,6 R du bord de la cuvette dans le terrain houiller. Cette ordonnée vaut 16 à 20.

Avec ces repères, on peut tracer un polygone rectiligne qui s'écarte très peu du profil réel.

La partie concave dont la corde est 2 R peut sans grande erreur être assimilée à un arc de parabole et sa surface est mesurée par $\frac{2}{3} Rh$. Étant donné que le fond de la cuvette est très plat, si on le suppose horizontal sur une longueur $\frac{1}{3} R$, on détermine un trapèze exactement de même surface que la courbe et dont les côtés latéraux s'écartent très peu de celle-ci. Nous déterminons ainsi le contour polygonal (fig. 3) d'étendue LL'.

Le volume compris entre le sol primitif et le sol affaissé est la somme de trois troncs de pyramide superposés et, en faisant la cubature et comparant au volume du vide du chantier dans le cas du foudroyage, on trouve que la valeur de l'ordonnée axiale est bien de 0,9 sans aucune intervention du foisonnement. En prenant $\frac{1}{4} R$ pour la petite base,

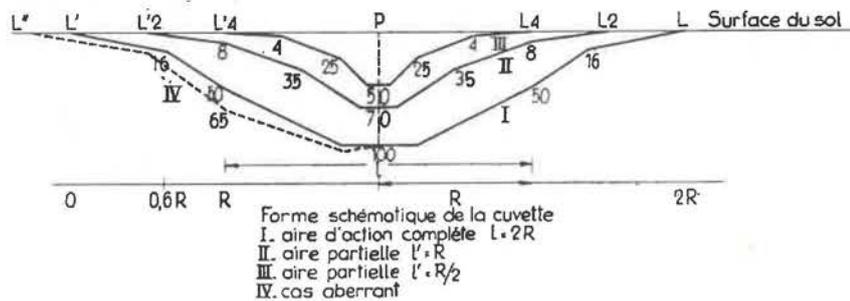


Fig. 3.

A. — Aire d'action complète.

Cette zone théorique circulaire est une source de complication. Nous y substituons la zone d'influence déterminée à la surface par un chantier de forme

le résultat est sensiblement le même. Le procédé est applicable même si dans la réalité il existe une certaine dissymétrie entre les deux ailes. Le trait pointillé représente, à titre d'exemple, le cas cité

entre les méthodes Keinhorst, Bals, Beyer qui toutes font appel à des artifices de calcul discutables, qui conduisent dans l'application à des calculs laborieux pour lesquels on a élaboré des tables de nombreux paramètres. Il est permis de se demander si une telle complication est bien justifiée en pareille matière et s'il n'est pas illusoire de pousser la recherche de la précision à un degré que la nature se charge de démentir.

Nous sommes ainsi amenés à rechercher si le problème n'est pas susceptible d'une solution plus commode et d'une approximation suffisante pour les besoins de la pratique.

Les données du problème sont la puissance et la pente de la veine, le chantier de forme rectangulaire avec une dimension constante, la longueur du front de taille, l'angle limite et l'angle de fracture. Il faut se donner le profil de la cuvette qui s'ajuste le mieux possible aux résultats des nivellements exécutés dans la région sur une longueur dépassant celle de la zone d'influence. En couche inclinée, il faut au minimum une base suivant la ligne de plus grande pente et trois suivant la direction, une par le point le plus bas de la cuvette, une en amont et une autre en aval. C'est indispensable quand la pente dépasse 20°. En couche plate aussi, bien qu'on admette la symétrie, il est évidemment instructif de disposer de nivellements en long et en travers. En pratique, malheureusement, on dispose rarement de nivellements méthodiques effectués dans un but d'étude, mais on est assujéti à suivre des routes ou des voies ferrées plus ou moins sinueuses et il faut dépouiller attentivement et interpoler les résultats des observations. A défaut de renseignements régionaux dignes de foi, il faudra se régler d'après les analogies et adopter l'un ou l'autre des profils types proposés pour la forme de la cuvette. En couche plate, ce sera toujours une figure ayant un axe de symétrie vertical au centre de figure du chantier.

Le problème ainsi posé, on cherche en premier lieu à déterminer l'ordonnée maximum au centre de la cuvette. Il est commode pour les calculs d'y rapporter toutes les autres ordonnées et d'exprimer les longueurs en prenant pour unité le rayon R de la zone d'influence.

carrée et de côté 2 R (c'est-à-dire le carré circonscrit au cercle). La zone influencée sera par suite un carré de côté 4 R, et cela, quels que soient la profondeur des travaux ou les angles limites dont les valeurs concrètes disparaissent.

Dans cette zone d'action complète, ce qu'il est indispensable de connaître, c'est la forme définitive de la cuvette, celle de l'équilibre stable, à laquelle on arrive fatalement. Elle est déterminée par trois repères sur lesquels tous les observateurs sont d'accord :

1) Le fond de la cuvette dont l'ordonnée est une fraction de l'ouverture de la veine variant entre 0,9 (cas de foudroyage intégral) et un coefficient en rapport avec la nature du remblai.

Cette ordonnée axiale est cotée 100 ;

2) Les ordonnées au droit du périmètre du chantier, parce qu'elles correspondent à la limite des zones de tension et de compression (ou encore au point neutre), la cote est voisine de 50.

3) L'ordonnée correspondant à l'angle de fracture, c'est-à-dire au point d'inflexion de la courbe de la cuvette et à l'accélération du mouvement de descente. Ce point se situe dans une zone assez étroite dont le centre peut être fixé avec une grande probabilité à une distance 0,6 R du bord de la cuvette dans le terrain houiller. Cette ordonnée vaut 16 à 20.

Avec ces repères, on peut tracer un polygone rectiligne qui s'écarte très peu du profil réel.

La partie concave dont la corde est 2 R peut sans grande erreur être assimilée à un arc de parabole et sa surface est mesurée par 2/3 Rh. Étant donné que le fond de la cuvette est très plat, si on le suppose horizontal sur une longueur 1/3 R, on détermine un trapèze exactement de même surface que la courbe et dont les côtés latéraux s'écartent très peu de celle-ci. Nous déterminons ainsi le contour polygonal (fig. 3) d'étendue LL'.

Le volume compris entre le sol primitif et le sol affaissé est la somme de trois troncs de pyramide superposés et, en faisant la cubature et comparant au volume du vide du chantier dans le cas du foudroyage, on trouve que la valeur de l'ordonnée axiale est bien de 0,9 sans aucune intervention du foisonnement. En prenant 1/4 R pour la petite base,

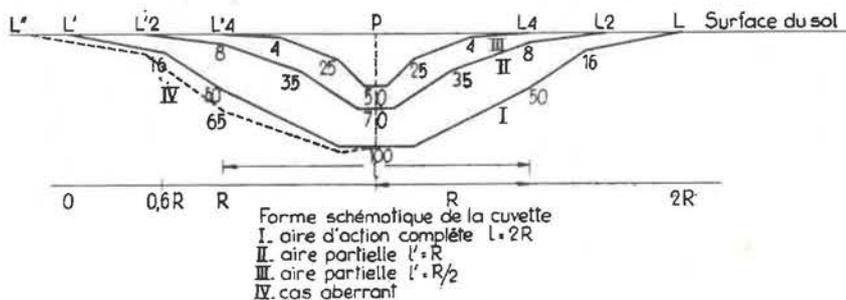


Fig. 3.

A. — Aire d'action complète.

Cette zone théorique circulaire est une source de complication. Nous y substituons la zone d'influence déterminée à la surface par un chantier de forme

Le résultat est sensiblement le même. Le procédé est applicable même si dans la réalité il existe une certaine dissymétrie entre les deux ailes. Le trait pointillé représente, à titre d'exemple, le cas cité

par M. Wardell d'un affaissement de 65 % du côté remblai et de 40 % du côté du ferme (5).

Ce cas particulier ne rentre pas dans le domaine des erreurs accidentelles et il doit être écarté comme aberrant. La différence du tassement entre l'aile gauche et l'aile droite de la cuvette est trop considérable pour s'expliquer par une différence de compacité des terrains. Elle est due sans aucun doute au fait que le tassement du remblai à la limite du panneau observé n'était pas terminé quand on a mis le chantier en marche et procédé au premier nivellement. Ainsi, le tassement résiduel de l'un s'est ajouté à celui dû à la progression de l'autre et il est mesuré par la différence des ordonnées entre le profil IV et le profil III considéré comme normal. Le résultat des observations serait tout autre si l'on attendait un temps suffisant entre l'arrêt du premier panneau et le démarrage du second, ou si ce dernier était pris dans le sens rétrograde.

Le cas mérite d'être retenu parce qu'il donne une idée de la grandeur des erreurs systématiques possibles. Des écarts du même genre proviendraient aussi d'une veine sous-jacente dont le tassement serait supposé erronément comme terminé.

Le profil polygonal que nous présentons représente l'ossature générale de toute cuvette. Il est suffisant comme base d'argumentation ; s'il s'agit de l'établissement d'un premier avant-projet, il ne laissera que des menus détails à modifier.

En plan, figure 4, on tracera les lignes d'influence et les lignes de niveau de la cuvette. Elles font voir l'étendue des trois zones les plus intéressantes et permettant de tracer un profil dans une direction quelconque, par exemple le long d'une rue XY. Selon la position des bâtiments, on peut prévoir le sens et l'importance de dénivellations, des extensions et compressions. Ainsi sur le schéma, les risques de gravité des dégâts vont en croissant dans l'ordre D₁, D₃, D₃, D₄.

B. — Aire partielle.

A part le cas où la profondeur est assez faible pour que la longueur du front de taille soit égale à 2R, on n'arrivera à l'état final décrit ci-dessus qu'en prenant successivement dans un ordre déterminé une série de panneaux de largeur plus petite que 2R, et cela peut exiger un temps très long. Il faut donc déterminer la forme finale de la

(5) M. Trusty a proposé une explication de la dissymétrie de la cuvette. Sur le ferme, les terrains subissent une compression élastique, sur les anciens travaux, ils reposent sur un remblai encore compressible. Il faudrait donc compter l'aire influençant la surface entre la paroi en ferme et la zone où le remblai est complètement tassé. Ainsi le point le plus bas ne serait plus au centre du panneau en exploitation. Cette conception revient à augmenter l'angle limite, mais elle a le défaut de ne pas tenir compte du temps. Une certaine dissymétrie peut aussi résulter du fait que, par exemple sur une hauteur d'étage de 50 m et une inclinaison de 0,20, si la profondeur est faible, il y aura une différence déjà très appréciable entre les valeurs de R au sommet et au pied de la taille.

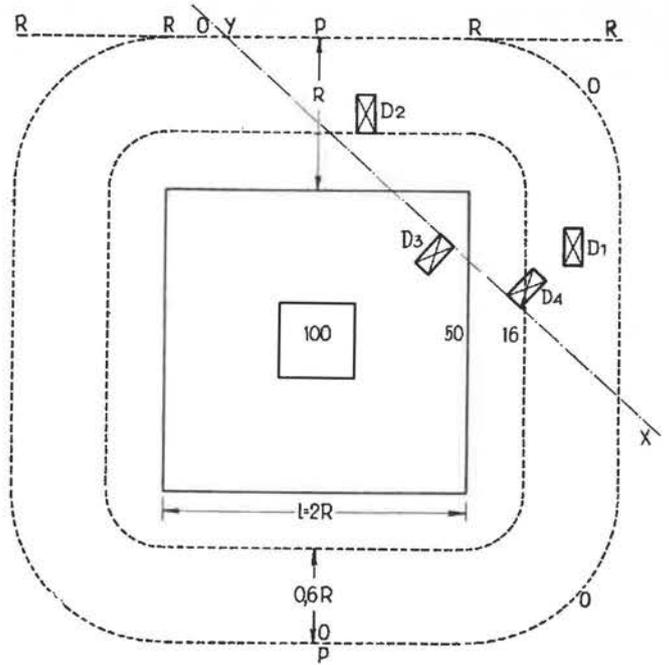
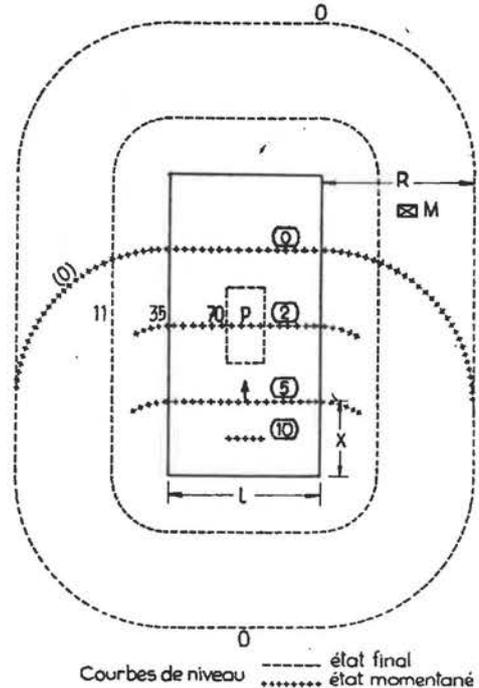


Fig. 4. — Aire d'action totale. Courbes de niveau.

cuvette pour un panneau de l'espèce et un avancement 2R. Nous en donnons un exemple à la figure 5, dans l'hypothèse I = R, R/2 ou R/4.

On trace d'abord la limite de la zone influencée. On voit qu'elle a la même largeur dans le sens de l'avancement et qu'elle est réduite dans le sens perpendiculaire. Les formes successives de la cuvette ne sont pas homothétiques et les ordonnées ne sont pas réduites uniformément dans ce même rapport. L'ordonnée axiale décroît dans le rapport



Courbes de niveau — état final
 état momentané

Fig. 5. — Aire partielle.

Les chiffres encadrés sont relatifs à l'état momentané, les autres à l'état final.

$\sqrt{l/R}$ ici $\sqrt{1/2} = 0,70$. Conservant ce rapport pour nos autres repères, nous aurons le nouveau profil et (fig. 5) les courbes de niveau correspondantes (6). Nous inscrivons cette cote et les autres en pourcentage de la cote fondamentale. Nous aurons ainsi la cuvette finale correspondant au panneau I' et les corollaires pratiques sont exactement les mêmes que dans le cas précédent, avec cette différence que toutes les déformations et contraintes seront d'un taux réduit. Notons en particulier qu'aucun artifice de calcul n'est requis pour déterminer la cote d'un point quelconque M pris dans la zone d'influence, mais en dehors du périmètre du chantier. Son affaissement se calcule par interpolation entre les deux courbes de niveau voisines.

La manière dont le panneau a été exploité ne changera rien, mais les étapes intermédiaires auront été toutes différentes suivant qu'on aura adopté un sens unique d'avancement ou une avance bilatérale convergente ou divergente.

C. — Actions momentanées.

Considérons, pour fixer les idées, une taille de longueur l, avançant uniformément et arrivée à la distance x. Elle est accompagnée d'une ligne d'influence tracée avec le même angle limite et figurée par les petites croix (fig. 5). Les cotes d'affaissement au moment où le chantier est en x se déduisent de la forme finale et il faut les réduire dans un rapport établi par comparaison avec l'affaissement du point P au même moment, c'est-à-dire l'ordonnée de la courbe type Wardell.

Nous allons faire application de la méthode à un cas typique qu'il est toujours utile d'examiner dans tout avant-projet. Supposons une taille de longueur R avançant vers le nord et arrivée à la distance $x = R/2$. Nous choisissons à dessein cette étape parce qu'elle correspond au maximum des contraintes horizontales ; à partir de ce point, elles n'augmentent plus mais leur point d'application se déplace avec l'avancement du chantier. On voit tout d'abord que la zone des extensions recouvre la moitié du panneau et une aire qui sera dans la suite le siège de compressions. Les constructions sont donc sujettes à des efforts alternatifs de sens contraire au cours de la progression du chantier, mais il ne faut pas s'en alarmer outre mesure. Les affaissements, et par suite, les contraintes pendant la période itinérante sont très faibles. Ainsi dans la phase figurée, à un avancement $R/2$ correspond dans le diagramme Wardell un affaissement de P à peine perceptible et de l'ordre de 2 à 3% du maximum, c'est-à-dire qu'il sera par exemple 2 au lieu de 70. Si maintenant nous faisons glisser le diagramme n° 3 de manière que la limite L_4 coïncide avec la limite momentanée L_x (fig. 5), nous aurons toutes les cotes de la partie

(6) La courbure de la partie centrale de la cuvette s'accroît à mesure que la largeur diminue. A un certain degré, il n'y a plus que deux arcs concaves vers le bas et convergeant au centre. On peut comparer cette évolution à celle de la vallée d'érosion, en prenant les profils en travers du ruisseau, de la rivière et du fleuve.

en arrière du front par proportion avec celle du point P. On voit qu'au moment même du passage, la cuvette sera encore très peu développée et ne se signalera par aucun dégât et il en sera ainsi jusqu'à ce que le front ait atteint l'aplomb du point P.

Si au lieu d'avancer continuellement le front reste stationnaire dans cet intervalle $R/2$ à R, les contraintes s'aggravant avec le temps, les tensions pourront peut-être se manifester par des lésions. quand on reprendra le chantier toujours dans le même sens, on entrera dans la zone de compression et les dégâts en résultant s'ajouteront aux précédents. Le dommage final sera donc beaucoup plus grave que si l'extraction s'était faite d'une manière continue (7).

Considérons en second lieu ce même panneau dans l'hypothèse d'une double attaque symétrique convergente. Les lignes d'influence de chaque front partent du point P en sens inverse et se pénètrent de plus en plus de telle manière que, dans la phase $x = R/2$, chacune se trouve à l'aplomb du front de l'autre. La surface affaissée prend la forme de deux bassins séparés par un dôme. Au sommet de celui-ci, les affaissements ont une valeur double de ceux de l'attaque simple. Le dôme s'effondre plus vite que les deux bassins et il disparaît au moment où les deux chantiers se soudent au point P. Jusque à ce moment, la partie centrale est le siège d'extension dont le taux est doublé. Par contre, les hors-plomb se compensent et le point P descend verticalement. Dans la partie en arrière de chaque front entre $R/2$ et R, il y a compensation partielle des contraintes horizontales, et elles se répartissent en deux ailes symétriques ; elles se modifient avec le temps et les changements de forme de la cuvette (8).

Le phénomène du tassement est encore loin d'être terminé. Au moment de la jonction des travaux, il est au plus de 35% au point central et le restant s'effectue sans aucune intervention du chantier, le diagramme avec abscisses en R n'a plus aucune signification et il faut revenir au diagramme affaissement-temps. Le point P a atteint sa vitesse maximum et il la garde pendant un temps notable, étant donné non seulement qu'il suit le chemin le plus court, mais qu'il est au milieu de la zone où la compacité du remblai ou des éboulis est la moindre. A titre d'indication, on peut dire que, si l'exploitation a duré un an, on observera à la fin de la seconde année un affaissement de 75 à 80% et la troisième année de 90 à 95%.

Corollaires.

1. Une conclusion importante se dégage de l'étude de ce cas particulier. Si on effectue un nivellement à l'époque où le panneau vient d'être complètement

(7) C'est ainsi que se produisent notamment les distorsions des chassis de fenêtre et des portes et que dans un bâtiment d'une certaine longueur on constate des effets en apparence contradictoires, comme de fortes disjonctions des murs et des bombements de pavement. Ces dégâts sont de dates différentes.

(8) Le diagramme 1 de l'Appendice III donne une image fidèle de cette nouvelle répartition des tensions et compressions dans son état final.

extrait et quelques autres à intervalles assez rapprochés, on sera dans les conditions idéales pour vérifier comment se réalise le tassement en fonction du temps seulement. Il serait donc indiqué que les Comités d'études fassent connaître les résultats de leurs observations dans ce domaine ou qu'ils réservent une place de choix à ce cas particulier dans le programme de leurs travaux. Dans un bassin comme celui de la Campine, où il y a de vastes étendues encore vierges, on trouverait certainement un champ d'observation approprié.

2. Nous avons par cet exemple montré le parti qu'on peut tirer des observations et du graphique Wardell pour établir des prévisions. La méthode facilite aussi l'étude de projets d'exploitation harmonique par combinaison de panneaux décalés dans le temps, soit dans la même couche, soit dans deux couches superposées. On voit qu'il n'est pas nécessaire de prendre en considération un décalage moindre que $R/2$. Un décalage de R par contre s'impose parce qu'il fait coïncider la période de démarrage ou d'amortissement d'un chantier avec la période des grandes vitesses de descente de l'autre. Ces remarques sont de nature à diminuer le nombre d'épures à dresser pour arriver au meilleur programme. L'exemple fig. 9 du deuxième mémoire Wardell est instructif à cet égard. On y voit que le décalage entre les deux panneaux combinés est légèrement supérieur à R . Un autre domaine d'application est celui du départage des responsabilités ou des conventions entre charbonnages voisins pour l'aménagement de la zone d'influences communes.

3. S'il n'y a pas moyen d'arriver à une compensation par l'organisation des chantiers, il faut diminuer le plus possible le taux de l'affaissement par un remblai compact, mécanique ou pneumatique. Le système des fausses voies qui revient à creuser un trou pour combler un autre a peu d'influence sur le tassement final. Le remblayage rapporté est beaucoup plus efficace et il est aussi beaucoup moins dispendieux aux petites profondeurs qu'aux grandes; il est donc indiqué. Dans les mines très profondes, il est avéré que dans bien des cas le foudroyage favorise, non seulement une extraction intensive, mais aussi le contrôle du toit. Il restera préférable étant donné que, d'autre part, les dégâts à la surface sont fort atténués.

Un procédé indéfendable.

Certains auteurs qui ont eu leur heure de célébrité, entre autres Thiriart et Goldreich, assimilent le profil de la surface affaissée à un trapèze ayant pour bases la longueur du chantier et celle de la surface influencée déterminée par les angles de fracture. Par une relation purement géométrique, en écrivant que le volume compris entre la surface primitive et la surface affaissée est égal au vide créé dans le fond, on détermine la hauteur h de ce trapèze en fonction de la puissance de la veine. Le calcul est possible, quelle que soit l'inclinaison des strates, en se conformant pour les angles de fracture aux règles de Dortmund. Cette formule fait croître la valeur de h avec le développement du chantier suivant une loi hyperbolique qui fait tendre h vers l'asymptote Kp .

Il est facile de voir que cette formule ne peut donner de résultat plausible que si la surface exploitée est très longue; appliquée à des chantiers courts, elle est absolument décevante. Mais la principale objection, c'est la méconnaissance du processus mécanique du phénomène. Nous savons qu'à partir d'une certaine longueur $2R$ (ou peut-être $2,5R$) l'avancement n'a plus aucune influence sur la profondeur de la cuvette, celle-ci a atteint son maximum et, si le chantier continue à avancer, la cuvette d'affaissement présente effectivement un fond plat de niveau.

Que donnerait la formule du trapèze pour cette longueur $2R$? On trouve $h = 0,45 Kp$. C'est la moitié du maximum ou bien l'ordonnée à l'aplomb du périmètre du chantier. C'est là le seul point commun qu'aurait le trapèze avec le profil réel de la cuvette. Il se fait donc qu'en fait le domaine des discussions étant restreint presque toujours à l'espace compris entre la verticale et l'angle de fracture, on soit arrivé à certaines déductions vraisemblables bien qu'imprécises, par exemple sur l'influence de la profondeur et sur les effets comparatifs de couches superposées. De même qu'on peut faire une bonne pesée avec une balance fautive, du moment qu'on en est averti, on a pu établir des conclusions fondées quand il ne s'agissait que d'établir des rapports, mais pas des chiffres absolus.

En superposant ce trapèze fictif sur le profil réel, on voit qu'on s'écarte de celui-ci d'autant plus que l'aire exploitée est plus petite et, dans ce cas, même les comparaisons ne méritent aucune confiance si elles se font entre longueurs l et l' différentes.

Enfin, il n'est plus permis d'ignorer l'angle limite. Faute de cette notion, on a vu maintes fois comment les avis des experts varient subjectivement quant à l'étendue de la zone influencée.

En conclusion, il faut reléguer cette conception de la cuvette trapézoïdale dans le musée des erreurs historiques.

IV. — EXTRACTION PARTIELLE

La méthode des piliers réservés peut en principe empêcher tout affaissement à la surface. L'expérience a démontré que, sauf le cas de petites profondeurs et de roches très cohérentes, le rendement de la méthode est assez faible. Ainsi en terrain houiller, on peut atteindre 60 % jusqu'à 100 m de profondeur et ce taux va en diminuant à mesure que l'on approfondit. Il en résulte un gaspillage de la richesse minérale. L'objectif aujourd'hui n'est pas de supprimer les affaissements de la surface, mais de les atténuer jusqu'à un taux supportable et qui, malgré le manque à gagner résultant de l'abandon des piliers, laisse l'exploitation rentable. Ainsi est née en Angleterre la technique du pilier compressible qui permet de réaliser des extractions de 50 % jusqu'à 600 m de profondeur. En se basant sur la théorie des voûtes de pression, Alder, Potts et Walker ont exposé le rôle de ces piliers dans le contrôle du toit (Congrès de Liège, 1951). Dans des études antérieures, ils avaient étudié, d'après la même théorie, les affaissements à la surface et

extrait et quelques autres à intervalles assez rapprochés, on sera dans les conditions idéales pour vérifier comment se réalise le tassement en fonction du temps seulement. Il serait donc indiqué que les Comités d'études fassent connaître les résultats de leurs observations dans ce domaine ou qu'ils réservent une place de choix à ce cas particulier dans le programme de leurs travaux. Dans un bassin comme celui de la Campine, où il y a de vastes étendues encore vierges, on trouverait certainement un champ d'observation approprié.

2. Nous avons par cet exemple montré le parti qu'on peut tirer des observations et du graphique Wardell pour établir des prévisions. La méthode facilite aussi l'étude de projets d'exploitation harmonique par combinaison de panneaux décalés dans le temps, soit dans la même couche, soit dans deux couches superposées. On voit qu'il n'est pas nécessaire de prendre en considération un décalage moindre que $R/2$. Un décalage de R par contre s'impose parce qu'il fait coïncider la période de démarrage ou d'amortissement d'un chantier avec la période des grandes vitesses de descente de l'autre. Ces remarques sont de nature à diminuer le nombre d'épures à dresser pour arriver au meilleur programme. L'exemple fig. 9 du deuxième mémoire Wardell est instructif à cet égard. On y voit que le décalage entre les deux panneaux combinés est légèrement supérieur à R . Un autre domaine d'application est celui du départage des responsabilités ou des conventions entre charbonnages voisins pour l'aménagement de la zone d'influences communes.

3. S'il n'y a pas moyen d'arriver à une compensation par l'organisation des chantiers, il faut diminuer le plus possible le taux de l'affaissement par un remblai compact, mécanique ou pneumatique. Le système des fausses voies qui revient à creuser un trou pour combler un autre a peu d'influence sur le tassement final. Le remblayage rapporté est beaucoup plus efficace et il est aussi beaucoup moins dispendieux aux petites profondeurs qu'aux grandes; il est donc indiqué. Dans les mines très profondes, il est avéré que dans bien des cas le foudroyage favorise, non seulement une extraction intensive, mais aussi le contrôle du toit. Il restera préférable étant donné que, d'autre part, les dégâts à la surface sont fort atténués.

Un procédé indéfendable.

Certains auteurs qui ont eu leur heure de célébrité, entre autres Thiriart et Goldreich, assimilent le profil de la surface affaissée à un trapèze ayant pour bases la longueur du chantier et celle de la surface influencée déterminée par les angles de fracture. Par une relation purement géométrique, en écrivant que le volume compris entre la surface primitive et la surface affaissée est égal au vide créé dans le fond, on détermine la hauteur h de ce trapèze en fonction de la puissance de la veine. Le calcul est possible, quelle que soit l'inclinaison des strates, en se conformant pour les angles de fracture aux règles de Dortmund. Cette formule fait croître la valeur de h avec le développement du chantier suivant une loi hyperbolique qui fait tendre h vers l'asymptote Kp .

Il est facile de voir que cette formule ne peut donner de résultat plausible que si la surface exploitée est très longue; appliquée à des chantiers courts, elle est absolument décevante. Mais la principale objection, c'est la méconnaissance du processus mécanique du phénomène. Nous savons qu'à partir d'une certaine longueur $2R$ (ou peut-être $2,5R$) l'avancement n'a plus aucune influence sur la profondeur de la cuvette, celle-ci a atteint son maximum et, si le chantier continue à avancer, la cuvette d'affaissement présente effectivement un fond plat de niveau.

Que donnerait la formule du trapèze pour cette longueur $2R$? On trouve $h = 0,45 Kp$. C'est la moitié du maximum ou bien l'ordonnée à l'aplomb du périmètre du chantier. C'est là le seul point commun qu'aurait le trapèze avec le profil réel de la cuvette. Il se fait donc qu'en fait le domaine des discussions étant restreint presque toujours à l'espace compris entre la verticale et l'angle de fracture, on soit arrivé à certaines déductions vraisemblables bien qu'imprécises, par exemple sur l'influence de la profondeur et sur les effets comparatifs de couches superposées. De même qu'on peut faire une bonne pesée avec une balance fautive, du moment qu'on en est averti, on a pu établir des conclusions fondées quand il ne s'agissait que d'établir des rapports, mais pas des chiffres absolus.

En superposant ce trapèze fictif sur le profil réel, on voit qu'on s'écarte de celui-ci d'autant plus que l'aire exploitée est plus petite et, dans ce cas, même les comparaisons ne méritent aucune confiance si elles se font entre longueurs l et l' différentes.

Enfin, il n'est plus permis d'ignorer l'angle limite. Faute de cette notion, on a vu maintes fois comment les avis des experts varient subjectivement quant à l'étendue de la zone influencée.

En conclusion, il faut reléguer cette conception de la cuvette trapézoïdale dans le musée des erreurs historiques.

IV. — EXTRACTION PARTIELLE

La méthode des piliers réservés peut en principe empêcher tout affaissement à la surface. L'expérience a démontré que, sauf le cas de petites profondeurs et de roches très cohérentes, le rendement de la méthode est assez faible. Ainsi en terrain houiller, on peut atteindre 60 % jusqu'à 100 m de profondeur et ce taux va en diminuant à mesure que l'on approfondit. Il en résulte un gaspillage de la richesse minérale. L'objectif aujourd'hui n'est pas de supprimer les affaissements de la surface, mais de les atténuer jusqu'à un taux supportable et qui, malgré le manque à gagner résultant de l'abandon des piliers, laisse l'exploitation rentable. Ainsi est née en Angleterre la technique du pilier compressible qui permet de réaliser des extractions de 50 % jusqu'à 600 m de profondeur. En se basant sur la théorie des voûtes de pression, Alder, Potts et Walker ont exposé le rôle de ces piliers dans le contrôle du toit (Congrès de Liège, 1951). Dans des études antérieures, ils avaient étudié, d'après la même théorie, les affaissements à la surface et

donné des règles pour les dimensions des piliers (9). Pour un même taux d'extraction, la largeur du vide n'est pas arbitraire et elle doit aller en croissant avec la profondeur. Le pilier doit être juste assez épais pour ne s'écraser que sur les bords et pouvoir supporter par son noyau la pression de culée. Depuis 1949, diverses applications ont été faites dans les mines de Grande-Bretagne.

Le deuxième mémoire de MM. Wardell et Beevers nous apporte un exemple d'une extraction à 40 %, dans une couche de 1,65 m à 685 m de profondeur prise par panneaux de 72 m de largeur. Les deux faits saillants ressortant d'un nivellement en travers sont d'abord la réduction de l'affaissement par rapport à l'épaisseur de la veine (6 %) et ensuite la forme très plate du fond de la cuvette et l'absence de mouvements horizontaux.

A juger par la figure 8 et les cotes, le bord extrême de la cuvette à l'extrémité du quartier répond au même angle limite que dans le cas de tailles continues, et l'ordonnée à l'aplomb du périmètre du premier panneau est égale à 50 % de celle du fond de la cuvette. On en conclut que, s'il y a des dômes de Fayol, leur stabilité est précaire et leur existence éphémère. Leur effondrement se manifeste à la surface par une dépression du sol dont la formation se fait d'après le même mécanisme que dans tous les autres cas observés. La vitesse de descente pourrait être différente. Il faut attendre les résultats des observations en cours pour être renseigné sur ce point et sur certains autres parmi lesquels l'effet du taux de mise à fruit serait sans doute le plus intéressant. On recherchera notamment si le taux d'extraction doit diminuer quand on prend successivement les couches dans l'ordre descendant.

La dimension des vides doit être déterminée d'après la profondeur ou, ce qui revient au même et est assez commode pour fixer les idées, en fonction du rayon R. Se basant sur le taux de 40 % et l'exemple cité, M. Wardell propose les rapports R/6,5 pour les vides et R/4,4 pour les piliers. Mais ce taux de 40 % n'a rien d'absolu. En nous référant aux travaux des auteurs déjà cités, nous trouvons les coefficients suivants :

$$\begin{array}{l} \text{pour } R = 630 \text{ m} \quad V = 0,175 R \quad P = 0,20 R \\ \quad \quad \quad R \text{ entre } 472 \text{ et } 315 \text{ m} \quad V = P = 0,20 R \\ \quad \quad \quad R = 70 \text{ m} \quad V = 0,30 R \quad P = 0,22 R \end{array}$$

L'effet des piliers sur la surface est complexe. Au dessus de chaque chambre, il se forme une cuvette qui déborde très largement sur les piliers et les chambres voisines. Ainsi, par exemple, si la dimension du vide est R/6, la zone d'influence à la surface aura une largeur $2R + R/6$, c'est-à-dire que chaque chambre est influencée de part et d'autre par ses deux voisines et différemment suivant la distance, donc aussi suivant l'épaisseur du pilier. En cumulant les affaissements qui se superposent suivant une même verticale, on aura l'ordonnée de l'affaissement total en chaque point et la forme

finale de la cuvette. Elle sera toujours beaucoup moins profonde que dans le cas d'une extraction totale et plus ou moins ondulée. En pratique, il arrive que ces ondulations soient de l'ordre des erreurs d'observation. Cela s'explique par le décalage des fronts de taille dans l'espace et dans le temps. A la partie centrale d'une chambre, siège de compressions, viennent se superposer en chevauchant trois zones d'extension des cuvettes voisines et il y a donc une certaine compensation des déplacements horizontaux. La continuité de l'extraction exige que, sitôt un panneau épuisé, le suivant soit mis en exploitation et ainsi les affaissements se produisent suivant un rythme déterminé.

L'expérience est concluante quant au succès de la méthode qui est donc très recommandable aux charbonnages ayant encore des réserves à petite profondeur sous des agglomérations urbaines.

Un charbonnage liégeois a fait une application du système en 1952 dans un quartier sous lequel n'existait aucune exploitation connue. Une couche de 1,20 m d'ouverture et de 12° d'inclinaison a été déhouillée en deux fois sur une hauteur d'étage de 40 mètres par longues tailles chassantes prises dans l'ordre descendant et ayant respectivement 86 m et 65 m de longueur. La profondeur moyenne est de 210 m et le rayon de la zone d'influence $R = 147 \text{ m}$.

Au début, on a choisi des panneaux de 34 m séparés par des piliers de 26 m, l'un de ces panneaux a été foudroyé et les autres, remblayés pneumatiquement. Quand on est arrivé à la fin du quatrième panneau, on a jugé opportun de réduire la largeur des vides à 26 m, chiffre qui a été maintenu dans la suite pour toute la tranche d'aval. Celle-ci a été mise en train 8 mois après la première. La vitesse d'avancement a été en moyenne de 17 m par mois pendant la première période et de 26 m pendant la seconde.

Des nivellements ont été faits suivant une ligne brisée qui recoupe 7 panneaux et à intervalles de 3 à 6 mois. Le point le plus bas se trouve au-dessus du panneau foudroyé et le dernier affaissement mesuré a été de 55 mm, 16 mois après le passage de la taille. Cela correspond à 4,6 % de l'ouverture de la veine. Dans le panneau voisin remblayé, on a trouvé 43 mm après 22 mois. Ce tassement n'est certainement pas terminé et il ne comprend pas à cette date l'effet de la tranche inférieure. Des prochains nivellements seront exécutés jusqu'à l'état final pour préciser la question.

On peut remarquer que la longueur totale du front sur cette hauteur d'étage est égale à R et que les dimensions des vides et des pleins sont de R/6.

Dès à présent, on peut conclure de cette expérience que le taux d'extraction de 60 % paraît aventureux, que celui de 50 % combiné avec le remblayage pneumatique paraît sûr. L'affaissement total ne dépassera vraisemblablement pas le quart de ce qu'il serait dans le même espace exploité par tailles continues.

OBSERVATIONS FINALES

Les nivellements précis et périodiques constituent la seule base scientifique de l'étude de ces phénomènes complexes que sont les affaissements miniers.

(9) On trouvera un bon exposé de ces travaux dans « Quelques aspects de l'exploitation des mines sous les agglomérations urbaines en Angleterre », par M. DELAVESNE (Revue Ind. Minérale, octobre 1950).

Il faut donc en faire le plus possible et dans des conditions diverses. Nous sommes assez bien documentés par les recherches récentes sur les couches plates. Nous le sommes encore très mal sur les couches de fort pendage, c'est donc là qu'il y a urgence à faire des recherches. Il n'est pas indispensable d'opérer dans un champ où il n'y aurait qu'une seule couche en exploitation pour déterminer les angles limites à la tête et au pied d'une taille. Le cas du dressant vertical, notamment, est fort controversé. Mais il y a des régions qui se

prêtent admirablement aux observations, par exemple les grands dressants du bassin de la Sarre.

La progression des affaissements en fonction du temps demande à être vérifiée dans tout gisement dont les conditions diffèrent notablement de celles des bassins du Yorkshire, donc surtout là où la stratification est tourmentée. Le cas des chantiers très étroits appelle aussi des précisions. La représentation graphique de M. Wardell est très commode et se prête très bien aux calculs de vérifications, de discernement d'influence et de prévisions.

Quelques observations sur la relation entre les affaissements miniers et le temps (*)

par K. WARDELL.

Traduit par L. DENOEL,

Professeur émérite de l'Université à Liège.

SAMENVATTING

De auteur bestudeert de waarnemingen verricht over de duur en het verloop van de verzakkingen op een gegeven plaats van de oppervlakte, hun verband met de diepte der werken, hun ligging, hun uitgestrektheid en hun voortschrijdingssnelheid.

Hij herinnert er aan dat de diagramma's van de variatie in functie van de tijd weliswaar een gelijkwaardigheid van vorm vertonen, maar dat de plaatselijke concrete waarden uiterst uiteenlopend zijn, hetgeen de vergelijking ten zeerste bemoeilijkt.

Om die reden stelt de auteur een nieuwe vergelijkingsmethode voor en hij past ze toe op de waarnemingen verricht in de bekken van Yorkshire.

L'auteur étudie les observations faites sur la durée et la marche des affaissements en un point du sol, leur rapport avec la profondeur des travaux, leur situation et leur étendue et avec la vitesse d'avancement. Il rappelle que les diagrammes des variations en fonction du temps, tout en présentant une similitude de forme, accusent des écarts énormes des valeurs concrètes locales, ce qui rend les comparaisons très difficiles. C'est pourquoi l'auteur préconise une nouvelle méthode de comparaison et il en montre l'application aux observations faites dans le bassin du Yorkshire.

Ce mémoire a donné lieu à une discussion assez animée dont nous donnons un résumé.

INTRODUCTION

Des nombreux aspects de la question des affaissements miniers et des dommages à la surface, le rôle du temps est probablement celui qui a donné lieu aux plus grandes controverses. Cette question se pose tout particulièrement quand on veut savoir :

- a) Quand une construction commencera à subir des dégâts.
- b) Quand le péril sera le plus redoutable.

c) Jusqu'où iront probablement les dommages dont on constate les premiers symptômes.

d) Quand la surface sera redevenue assez stable pour permettre les réparations ou l'érection de nouveaux bâtiments.

e) Quand le mouvement sera virtuellement amorti.

A ces questions qui mettent directement le temps en cause, on peut ajouter :

a) La relation entre les mouvements consécutifs à l'avancement d'un chantier et ceux qu'on observe après un arrêt assez prolongé pour que le tassement soit terminé.

b) L'effet de la vitesse d'avancement sur le développement des mouvements du sol et sur la gravité des dégâts.

Le présent mémoire, basé sur des observations précises, est une tentative pour répondre à ces questions.

Nécessité d'une base de comparaison.

Des difficultés d'interprétation et d'analyse ont surgi au sujet de l'influence du temps parce que l'on manquait d'une base commune pour comparer les résultats des observations faites dans des conditions différentes. Les conditions de profondeur, de vitesse d'avancement et d'autres encore ont naturellement pour effet de grandes variations des valeurs de la durée des affaissements observables. C'est ainsi, par exemple, que les limites assignées à cette durée varient entre 6 mois et 20 ans. Une opinion répandue, c'est que cette durée croît directement

(*) « Some observations on the relation between time and mining subsidence » by R. WARDELL, Assistant Technique du Service Topographique du N.C.B., Division N.E. - Transactions of the Institution of Mining Engineers, février et juin 1954. - Voir aussi, Colliery Guardian, 1953, 10 décembre.

avec la profondeur et inversement avec la rapidité d'avancement des travaux, mais bien que cela soit indubitable, ces deux facteurs ne suffisent pas à expliquer de nombreux écarts et on n'a pas toujours bien compris leur influence.

La méthode usuelle de représentation de l'effet du temps consiste à dessiner, dans un cas donné, les résultats des observations faites périodiquement en un même point en prenant pour abscisses les dates ou les intervalles de temps, jusqu'au moment où le tassement paraît achevé. On obtient ainsi une courbe affaissement-temps. Chacune de ces courbes correspondant à un cas particulier n'a évidemment qu'une valeur restreinte. L'affaissement total dépend de l'épaisseur de la veine exploitée, du mode et de l'efficacité du remblayage, du rapport de l'aire exploitée à l'aire d'influence, tandis que le temps dépend de la profondeur et de la vitesse d'avancement. Ainsi, à chaque cas particulier, correspond une courbe qui, sauf l'allure générale, est différente de toutes les autres. La première chose à faire est donc de trouver une base de comparaison à laquelle on puisse rattacher toutes les observations et trouver ainsi la loi des affaissements en fonction du temps.

Relation entre l'affaissement et l'aire d'influence.

La notion d'aire d'influence, introduite par les Allemands, est fondamentale dans l'étude des affaissements. Si l'on considère un point du sol P (fig. 1), il ne commence à descendre qu'à partir du mo-

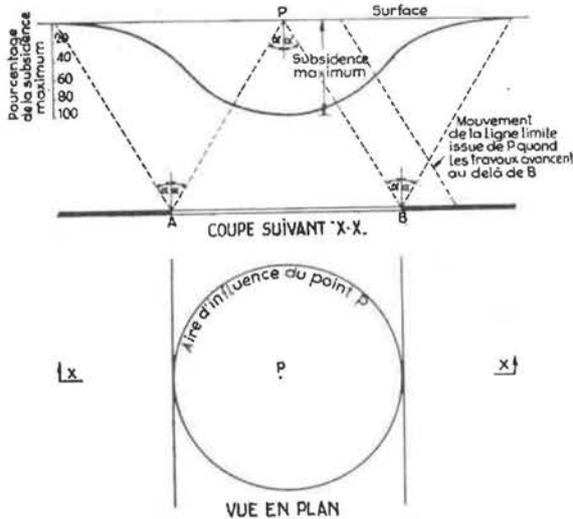


Fig. 1. — Diagramme de l'aire d'influence totale.

ment où les travaux pénètrent dans la zone d'influence, et la descente continuera tant que les travaux n'auront pas dépassé cette zone. L'expérience confirme que la plus grande partie de l'affaissement possible se produit pendant que les travaux traversent cette zone. Il se produit encore un certain affaissement par après, mais il est faible. Le taux d'affaissement à ce stade est lent, et le tassement est complètement achevé en un temps relativement court. Si l'on prend pour origine des temps le moment où l'exploitation attaque la zone d'influence,

on peut obtenir une courbe assez simple des affaissements-temps, en reportant les résultats des nivellements périodiques.

Ces courbes seront encore différentes dans chaque cas particulier et il nous faut un mode d'investigation permettant des comparaisons. Divers facteurs affectent le taux des affaissements, mais y a-t-il des raisons de supposer qu'ils affectent aussi le mode de progression? Supposons par exemple que l'ouverture d'une couche soit le double d'une autre, la longueur des fronts doublée, le remblayage pouvant être différent, il est bien évident que l'affaissement du point P' sera notablement plus fort que celui du point P, mais se produira-t-il en un temps notablement différent? En d'autres termes, l'affaissement à un moment donné, exprimé en fonction de l'affaissement définitif = 100, ne sera-t-il pas représenté par le même diagramme dans les deux cas considérés? S'il en est bien ainsi, ce ne sont pas les valeurs absolues des affaissements mais leurs valeurs relatives, qui expriment la variation en fonction du temps et par conséquent elles peuvent être comparées entre elles.

Revenons à l'affaissement du point P. Il dépend, non seulement du temps, mais aussi de l'avancement du front de taille dans sa zone d'influence. Considérons d'abord ce dernier point séparément. La descente commence quand le front aborde la zone d'influence, elle atteint son maximum et cesse lorsque le front a dépassé cette zone d'une certaine longueur. La distance parcourue entre le début et l'achèvement du tassement peut s'exprimer par convention en prenant pour unité le rayon R de la zone d'influence. R varie avec la profondeur et les angles limites propres à chaque cas particulier, mais en exprimant les distances en fonction de ce rayon nous éliminons les diversités de conditions locales et nous ne gardons comme inconnue que le temps. Si nous disposons d'un assez grand nombre d'observations concordantes, il deviendra possible d'exprimer en fonction du temps la progression de l'affaissement (fig. 2).

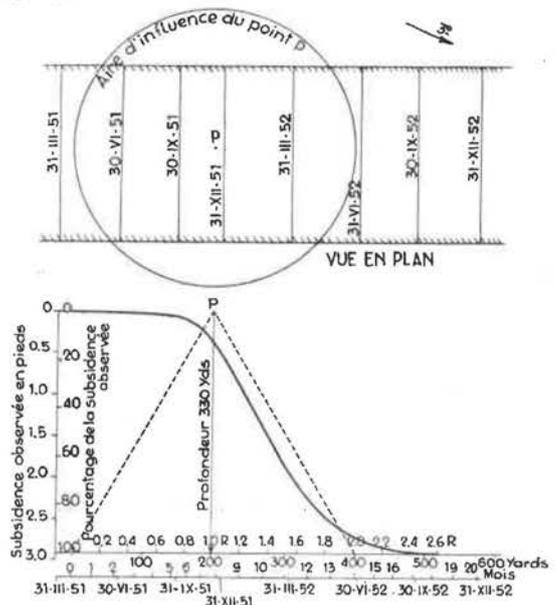


Fig. 2. — Relation entre le temps et l'affaissement.

Comparaison des observations dans le bassin minier du Yorkshire.

Onze cas ont fait l'objet d'observations comparées d'après ces principes et ils sont représentés par les diagrammes fig. 3. Bien que les conditions locales renseignées au tableau soient très différentes, ces courbes sont très voisines. Les abscisses (rapport de l'avancement au rayon R) renferment implicite-

ment la vitesse d'avancement et, vu les grandes variations de ce facteur, la similitude des diagrammes indique que la base de comparaison est valable et que la progression de l'affaissement est plus ou moins indépendante du temps. La raison des écarts individuels entre ces courbes n'est pas apparente. Le nombre de cas examinés n'est pas très grand, mais il est difficile de trouver des chantiers avan-

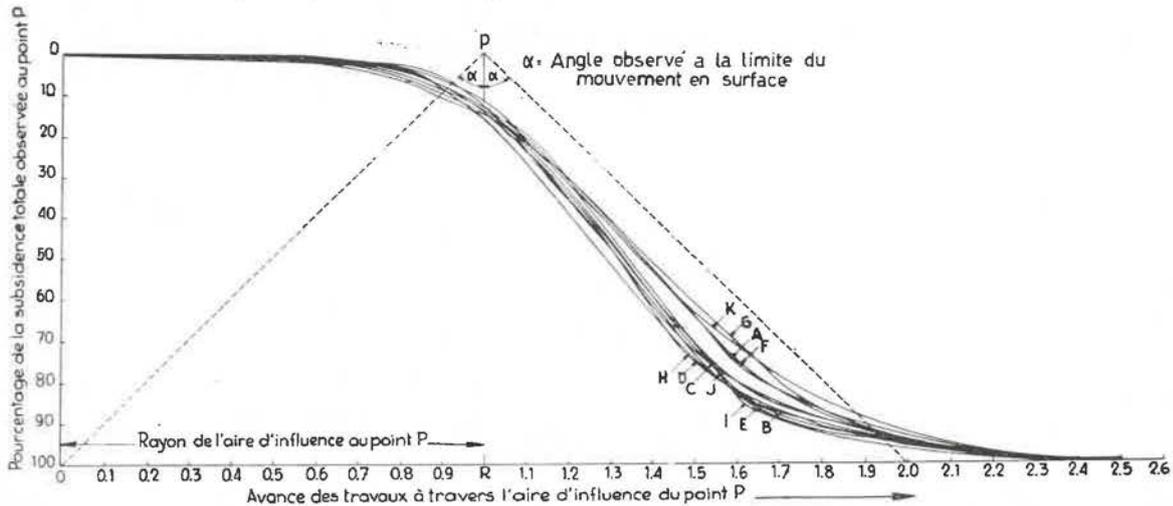


Fig. 5. — Diagramme montrant le pourcentage de l'affaissement en fonction de l'avance du chantier vers la zone d'influence d'un point.

CONDITIONS SPECIALES DES CAS EXAMINES

	Profondeur	Ouverture de la veine	Affaissement mesuré en P	Autres veines exploitées	Pente	Avancement		Terrains
						par an	par rapp. à R	
A	270 m	1,25 m	0,75 m	2 plus bas	1 : 40	243 m	1,500	Houiller
B	630 m	1,80 m	1,25 m	—	1 : 50	261 m	0,690	Permien 45 m Houiller 605
C	630	1,50 m	0,75 m	1 plus bas	1 : 12	300 m	0,775	Trias 162 m Permien 162 Houiller 306
D	675 m	1,65 m	0,90 m	—	1 : 25	225 m	0,592	Trias 144 Permien 126 Houiller 405
E	648 m	1,90 m	1,50 m	—	0	137 m	0,350	Permien 45 Houiller 603
F	540 m	1,50 m	0,45 m	—	1 : 7	345 m	0,952	Houiller
G	783 m	1,75 m	0,72 m	—	1 : 8	234 m	0,536	Trias 40 Permien 117 Houiller 616
H	153 m	0,93 m	0,45 m	2 plus haut 4 plus bas	1 : 15	354 m	3,700	Houiller
I	675 m	1,80 m	1,10 m	—	1 : 30	180 m	0,367	Permien 54 Houiller 621
J	207 m	0,95 m	0,45 m	2 plus bas	1 : 17	423 m	2,000	Houiller
K	300 m	1,33 m	0,90 m	1 plus bas 1 plus haut	1 : 18	306 m	1,700	Houiller

çant d'une façon continue dans la même direction et gardant la même longueur de front. D'autres cas s'écartant de cet idéal, certains situés dans le Nord du Staffordshire, ont été examinés et, dans les grandes lignes, la règle se trouve confirmée.

Si la progression de l'affaissement est indépendante du temps, la courbe moyenne des onze cas relevés peut être prise pour type et représenter, avec une assez grande précision, la relation entre l'avancement du chantier et l'affaissement d'un point de la surface influencée. Cette courbe moyenne est représentée par la figure 4 et elle ne s'écarte pas

Influence du temps révélée par la courbe de la progression de l'affaissement.

Pour faire saisir l'influence de la vitesse d'avancement du chantier sur la progression de l'affaissement, nous avons pris le rapport de l'avancement annuel au rayon du cercle d'influence R . Une série de courbes affaissement-temps a été représentée figure 5 pour différentes valeurs du rapport $R/av.$ L'affaissement est achevé d'autant plus vite que ce rapport est plus élevé. Par exemple, pour une profondeur de 100 m et un angle limite de 35° , R serait de 70 m, et un rapport $R/av. = 1/5$ signi-

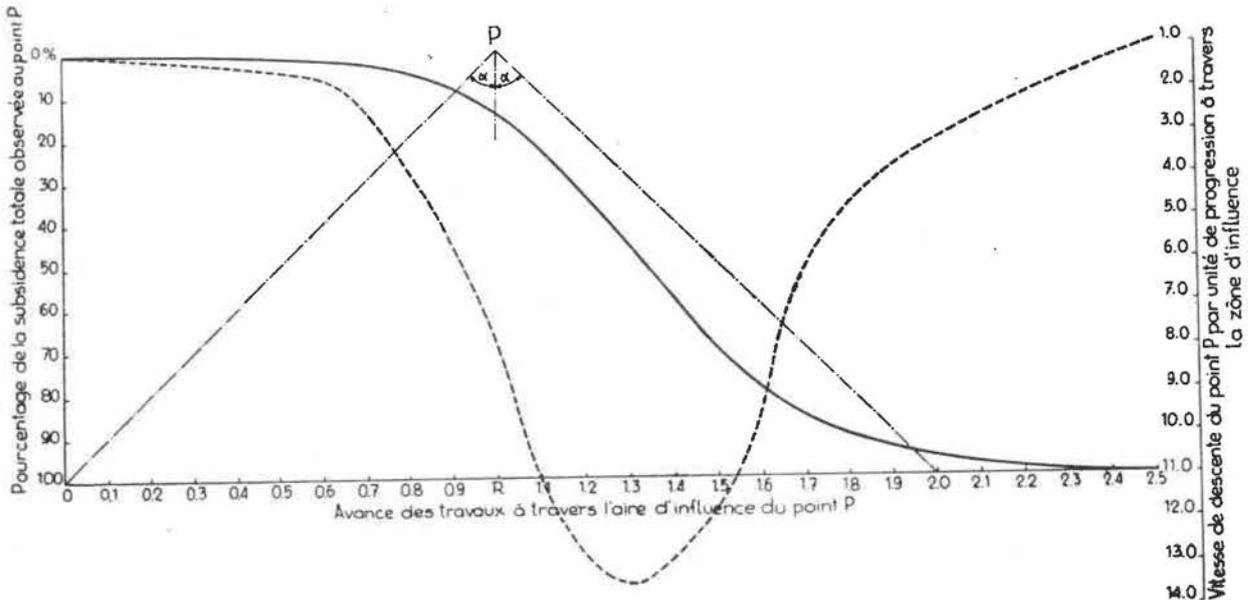


Fig. 4. — Courbe moyenne probable des observations.

de plus de 5 % d'aucune des courbes relevées. La courbe tracée en pointillé sur la même figure représente la vitesse de descente du point P en fonction de l'avancement et elle est remarquable par sa forme presque mathématique.

fierait un avancement de 14 m par an et le tassement serait terminé en treize ans. Supposons que la profondeur soit de 1000 mètres, le rayon $R = 700$ m, un avancement annuel de 140 m $= R/5$ donnerait exactement la même durée de 13 ans.

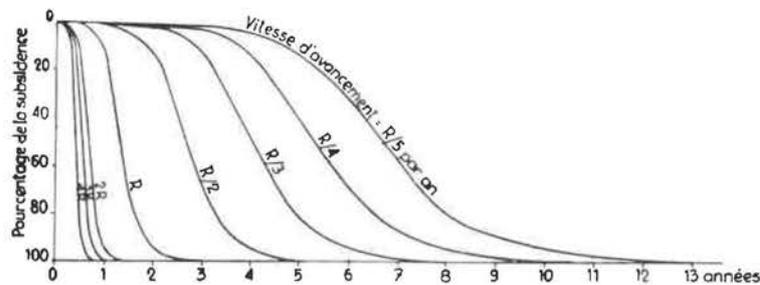


Fig. 5. — Affaissement en fonction de la vitesse d'avancement.

Pour la commodité du langage, nous appellerons la courbe moyenne *courbe type de la progression de l'affaissement*. On peut s'en servir, soit pour faire des comparaisons avec des observations locales allant jusqu'à l'affaissement complet, soit pour établir des prévisions en fonction de la valeur calculée de cet affaissement. Un certain nombre de vérifications dans des cas non rapportés ici ont confirmé la validité de la méthode.

Pour prendre un autre cas extrême, soit un avancement annuel de $4R$, à 100 m de profondeur, 280 m par an, le tassement serait complet en dix mois.

Influence de la profondeur.

Puisque le rayon R augmente proportionnellement à la profondeur pour une vitesse d'avancement

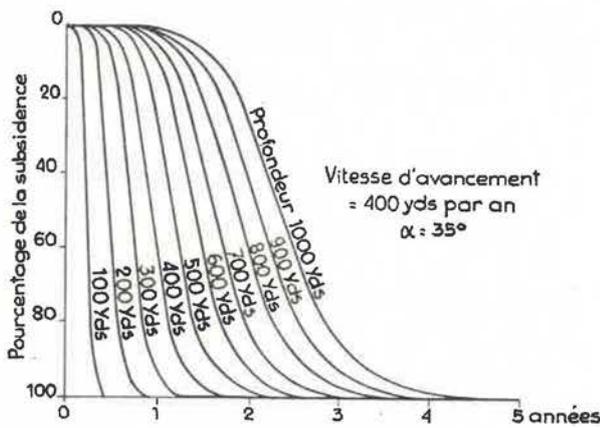


Fig. 6. — Variations de la durée de l'affaissement avec la profondeur.

donnée, la durée du tassement doit augmenter également. C'est ce que montre la figure 6, tracée pour un avancement de 360 m par an, correspondant à un cycle de 24 heures et un angle limite de 35.

Influence de la longueur du front.

Jusqu'à présent, on n'a considéré le facteur temps que dans l'hypothèse d'un front de largeur constante avançant d'une façon continue vers un point déterminé. A petite profondeur, il est possible que la longueur du front dépasse le diamètre de la zone d'influence et alors la loi trouvée est applicable. A grande profondeur, il est rare qu'un seul chantier ait un développement de front égal au diamètre de la zone et il faut considérer l'effet de tailles successives.

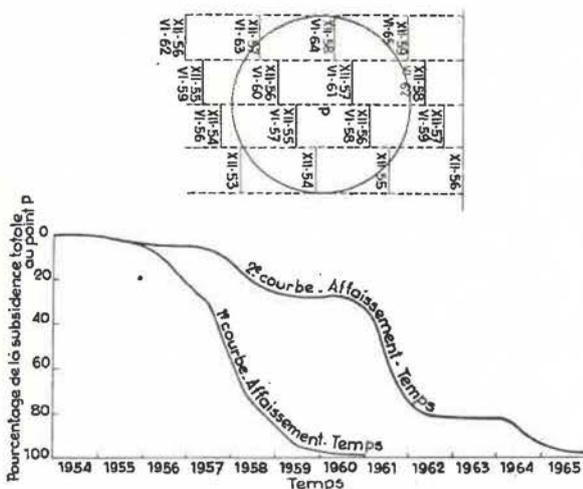


Fig. 7. — Courbes montrant les variations dues aux diverses phases de l'extraction.

Dans l'exemple figure 7, la descente du point P doit être calculée séparément pour chacun des chantiers particuliers. On trace chacune des courbes affaissement-temps, et ensuite on condense celles-ci en une seule, couvrant toute la zone d'influence. Dans ce cas, la progression de l'affaissement dé-

pendra des phases du déhouillement et des deux courbes représentées, la première représente la phase des travaux les plus anciens en date et la seconde l'effet des plus récents. On peut déduire par le même procédé la courbe correspondant à d'autres situations et l'on verra que l'affaissement continuera tant qu'on n'aura pas déhouillé toute la zone d'influence.

Variations du facteur temps avec la position du point par rapport aux chantiers.

Toutes les courbes tracées sur la figure 3 résultent d'observations faites sur un point situé à l'aplomb de l'aire exploitée, mais il convient d'examiner aussi la progression de l'affaissement de points situés en dehors de cette aire et néanmoins influencés.

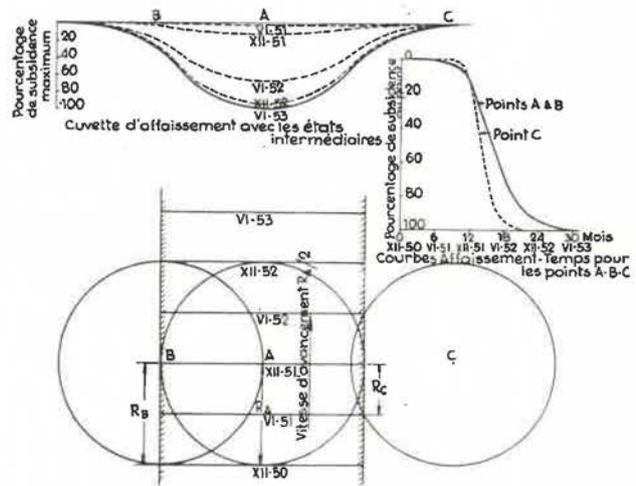


Fig. 8. — Variation de la durée suivant la position du point par rapport aux travaux.

Dans la figure 8, le point A est au centre et son affaissement relatif en fonction du temps est donné par la courbe typique. Il en est de même pour tous les points compris dans les intervalles A-B, puisque l'avancement du front sera le même pendant le même temps, mais la valeur absolue de l'affaissement décroît progressivement de A vers B.

Au point C, le chantier n'exerce son influence que pendant la moitié du temps correspondant aux points entre A et B. Il est évident que C ne bougera pas tant que le chantier reste en dehors de sa zone d'influence et qu'il cessera de s'affaisser peu de temps après que le chantier aura dépassé cette zone. On suppose dans ce cas que la corde R_c est exactement égale au rayon R_A = R_B. Malheureusement, il n'est pas facile de vérifier cette assertion parce que, dans cette région, les affaissements sont très petits et, par conséquent, l'influence des erreurs d'observation est considérable. Cependant, des observations ont été faites dans trois cas et on peut en déduire comme vraisemblable que, plus un point est éloigné du bord du chantier, moindre est la durée du tassement complet. La progression de l'affaissement C sera donc représentée par la courbe tracée en pointillé sur la figure 8 et celle des

points intermédiaires entre A et C par une courbe intermédiaire entre les deux courbes limites.

Influence du temps sur les mouvements du sol consécutifs à l'avance du chantier.

La vague d'affaissement qui accompagne l'avancement du chantier est une notion familière (tout au moins dans la littérature anglaise). Il est bien connu par l'observation que les mouvements en question sont moindres que l'affaissement final qui n'est atteint qu'un certain temps après l'arrêt du chantier. La cuvette momentanée a la même allure que la cuvette terminale et peut se construire d'après cette dernière. La figure 9 montre le phénomène généralement observé entre deux phases lorsque la largeur du chantier est égale au diamètre de l'aire d'influence.

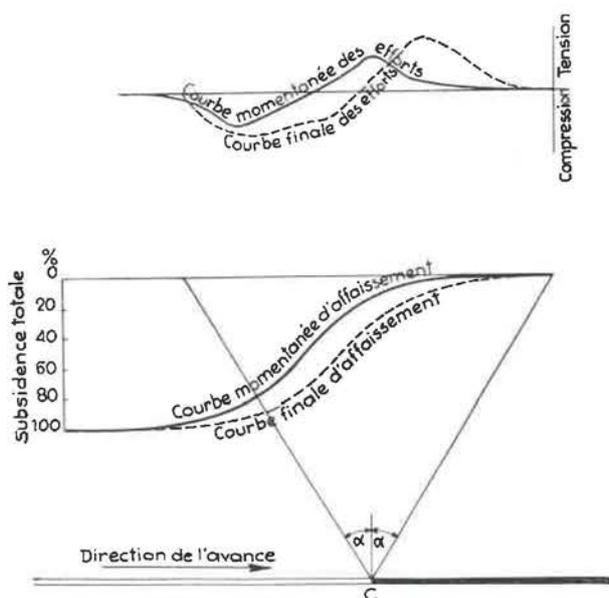


Fig. 9. — Relation entre les mouvements du sol voyageant avec le chantier et la déformation finale.

Par comparaison, la courbe des tensions et compressions, tant qu'elle est en mouvement, accuse des intensités moindres qu'à l'état final et, en plus, elle montre que le maximum de tension se produit immédiatement à l'aplomb du front de taille. On peut démontrer en outre que le taux de cette tension maximum varie en raison inverse de la profondeur. Aux petites profondeurs, où la portion de l'aire d'influence envahie par le chantier est très grande (et par conséquent aussi l'affaissement dû à une seule taille), il est parfaitement possible que les mouvements momentanés du sol atteignent une intensité dommageable. Le danger est d'autant plus grand que l'ouverture de la veine est plus forte et un certain nombre de dégâts importants sont dus à cette cause. Il est donc essentiel de considérer, non seulement les mouvements qui se produisent suivant la verticale, mais aussi les effets possibles de tous les mouvements momentanés pour apprécier les dégâts à la surface.

On aura remarqué que la limite des mouvements momentanés en direction de l'avancement est la

même que celle du tassement final et cela peut paraître étrange. Il est vrai cependant de dire que des observations précises permettent de déceler les affaissements dépassant 5 mm et les changements de longueur dépassant 1 mm pour 30 m, et que les observations faites dans le Yorkshire n'ont montré que de très petites différences entre la limite en marche et la limite finale. La tendance naturelle des affaissements momentanés est de rester en deçà de cette limite, mais, comme ces mouvements sont de très faible amplitude, il n'y a pratiquement pas de différences assez notables pour croire que les deux limites ne soient pas identiques.

Une opinion assez répandue, c'est qu'il vaut mieux pour atténuer les dommages à la surface, avancer le plus rapidement possible, mais il n'y a pas de preuve qu'il en soit ainsi. L'ondulation momentanée est la même que celle de la cuvette qui correspond au plein développement du chantier et qui est donc indépendante du temps et de la vitesse d'avancement. Cela revient à dire que les mouvements momentanés du sol ont toujours la même amplitude, la seule différence c'est qu'ils se déplacent plus vite, proportionnellement à la vitesse d'avancement.

De plus, il est indifférent que les contraintes maxima développées dans un bâtiment le soient en six mois ou en six ans et les effets nuisibles seront les mêmes dans les deux cas. On peut donc dire que la formation de la cuvette d'affaissement variera uniquement dans le temps et que la vitesse d'avancement, pourvu qu'elle soit continue, n'a pas d'importance quant à la gravité des dommages.

CONCLUSIONS

- La relation affaissement-temps ne peut pas se déterminer ou s'exprimer directement, mais bien par l'intermédiaire de la courbe de progression de l'affaissement.
- La durée de l'affaissement est inversement proportionnelle à la vitesse d'avancement.
- Elle dépend en chaque cas de la situation du point par rapport aux chantiers.
- Le temps nécessaire pour que l'affaissement soit complet peut varier entre quelques mois et plusieurs années suivant les circonstances et il peut être prédit avec une approximation suffisante.
- Les déplacements du sol suivant l'avancement du front sont moindres que le déplacement final, mais peuvent néanmoins devenir dangereux, particulièrement à faible profondeur ou avec des couches puissantes.
- L'observation montre que les plus grandes tensions se produisent à l'aplomb du front en marche.
- Pourvu qu'elle soit continue, la vitesse d'avancement ne paraît pas avoir d'influence sur les dommages à la surface.

Tous les principes exposés sont probablement applicables à d'autres conditions que celles du Yorkshire et on a déjà fait certaines recherches concordantes dans le district du Nord du Staffordshire. Il va sans dire que des dérangements, des

piliers abandonnés dans de vieux travaux, peuvent donner lieu à des écarts de la règle type et que de nouvelles observations sont nécessaires pour se prononcer sur ces cas compliqués.

DISCUSSION

Au meeting du 5 novembre 1953 (*), le mémoire de M. Wardell a fait l'objet d'une série d'observations auxquelles l'auteur a répondu. Tous les critiques ont rendu un juste hommage à l'importance et à l'originalité du travail de M. Wardell. Plusieurs ont émis des observations semblables que l'on peut grouper et résumer comme suit.

1. — Conditions naturelles du gisement.

Le bassin houiller du Yorkshire dans lequel ont été faites les onze observations est remarquable par la régularité d'allure du terrain houiller, les couches y sont très plates et la méthode d'exploitation est partout la même (longues tailles sans remblai extérieur). Ainsi, s'expliquent la concordance des diagrammes et la possibilité de tracer une courbe moyenne probable malgré certaines variations notables de la profondeur d'extraction et de la nature des morts-terrains. La courbe type de la progression de l'affaissement peut servir à établir des prévisions dans tous les cas analogues à ceux du Yorkshire, mais il serait sans doute très aléatoire de s'y référer dans des cas où les conditions de gisement seraient notablement différentes. On peut noter spécialement la forte inclinaison des strates, parce qu'alors la zone d'influence n'est plus un cercle, et aussi la présence de grès en forte épaisseur qui ralentissent la progression de l'affaissement. Il importe donc de procéder à des investigations suivant la méthode Wardell dans le plus grand nombre possible de cas divers.

Ruhr ont donné des diagrammes ayant tous la même allure sinueuse.

La contribution la plus importante à cette question a été apportée par le Professeur Grond, il a produit le diagramme (fig. 10) relatif à quatre cas particuliers très différents pris dans le Limbourg Hollandais. Les quatre courbes, de même allure générale, présentent des écarts individuels beaucoup plus grands que ceux de la planche figure 3 de M. Wardell. Pour cette raison, et vu le petit nombre de cas, il n'est pas possible d'établir la courbe moyenne probable. Les divergences s'expliquent par la grande différence dans l'épaisseur des morts-terrains. Il est probable aussi que la progression de l'affaissement est différente suivant que l'on emploie le foudroyage ou le remblayage. Enfin, les gros bancs de grès retardent l'affaissement dans son début et on en montre un exemple frappant (Point 39, Ham Kerkrad, 5 mm de descente après 3 mois, couche à 92 m de profondeur dont 77 m en terrain houiller). L'inclinaison des strates n'a pas d'importance tant qu'elle ne dépasse pas 15° à 20°. Jusqu'à cette limite, la zone d'influence est circulaire et la courbe type de la progression de l'affaissement est valable. Au-delà, on ne peut rien affirmer sans nouvelles observations.

Angle limite.

On peut dire que cette notion constitue dans la littérature anglaise une nouveauté. On a demandé des précisions sur la manière dont il a été déterminé et sur ses variations avec la nature des terrains.

Quant au premier point, M. Wardell a établi à la surface une base de nivellement longtemps avant le début de l'exploitation et il a répété les mesures à intervalles rapprochés. Lorsque le point considéré descend d'une quantité de l'ordre de l'erreur pro-

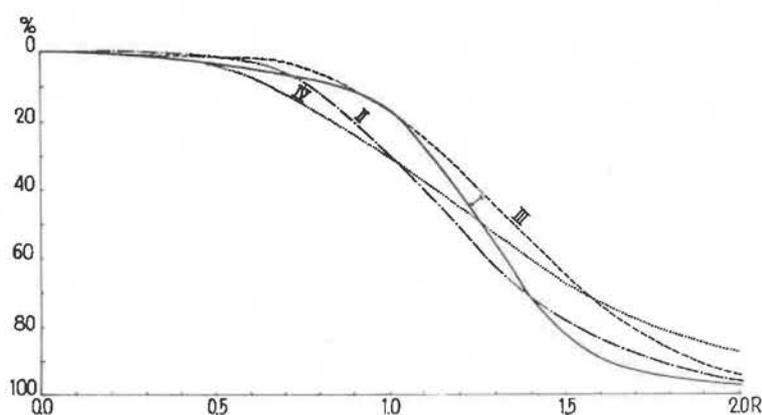


Fig. 10. — Courbes de la progression de l'affaissement dans le Limbourg Hollandais.

M. Wardell reconnaît le bien fondé de l'objection et souhaite aussi que l'on fasse encore beaucoup de vérifications. Jusqu'à présent, les quelques observations faites dans les districts du Nord du Staffordshire, du Limbourg Hollandais et de la

nable d'observation, on note la distance entre sa projection horizontale et le front de taille, ce qui détermine l'angle limite α et partant R.

Cet angle varie effectivement suivant la nature des roches ; dans les onze observations rapportées, il est compris entre 32° et 36°, sauf pour le cas J où il est de 40°. Dans la Ruhr, on trouve 30° à 40° et dans le Limbourg Hollandais 45° (recouvrement

(*) Transactions of the Inst. of Min. Eng. 1954, juin, p. 799/814.

épais de terrains meubles). En ce qui concerne la précision des mesurés d'affaissement, on a cité ± 6 mm, mais M. Wardell affirme que ses levés sont beaucoup plus précis.

La précision dépend de la dimension du front de taille ; lorsqu'elle est petite par rapport à R, les affaissements sont petits en valeur absolue et les erreurs d'observation ont une grande importance. La détermination de α est beaucoup plus sûre dans le cas des chantiers de grandes dimensions. Les variations de l'angle limite sont beaucoup moindres que celles de l'angle d'influence (angle of draw) qui correspond à l'aire des dégâts sensibles. Aussi, bien que cette expression d'angle of draw soit maintenue par les Comités officiels, M. Wardell estime qu'il faut bien faire la distinction et introduire la notion d'angle limite.

Position du départ.

Dans les onze observations du Yorkshire, tous les chantiers ont été mis en activité en dehors de la zone d'influence du point P. Il est donc naturel de dire que, dans ces cas, l'affaissement débute quand le chantier atteint le bord du cercle d'influence. La cuvette d'affaissement à la surface est déjà formée et va en se creusant et en se déplaçant dans la même direction et à la même allure que le front de taille. Mais, dans le cas où le point de départ du chantier est à l'intérieur de la zone d'influence, l'assertion que l'affaissement du point P débute immédiatement est fort discutable ; il faut, en effet, un certain temps avant que l'ébranlement des roches se propage du toit de la couche jusqu'à la surface et par conséquent, dans ce cas, la courbe de progression de l'affaissement pourrait être très différente de la courbe type Wardell. Il en serait de même dans le cas où le chantier serait inactif pendant un temps notable.

M. Wardell estime que, dans le cas cité par M. Grond du point 39, le retard peut être dû, non seulement au banc de grès, mais aussi au fait que le chantier a débuté à l'intérieur de la zone d'influence. D'une façon générale, l'affaissement devient sensible lorsque le chantier avance de $0,2R$, ce qui n'est pas beaucoup comme retard, il progresse lentement jusqu'à $0,8R$ et à partir de ce moment prend une allure accélérée. Un arrêt d'une semaine n'a pas d'importance, vu le degré d'approximation du calcul de la fraction R/v , mais un arrêt de 15 jours ou plus amènerait des perturbations dans la courbe de la progression de l'affaissement.

Prévisions.

La courbe type de la progression de l'affaissement peut être utilisée pour prévoir à l'avance l'effet et l'époque des mouvements du sol pouvant occasionner des dégâts et pour établir en conséquence les plans d'exploitation. Cette courbe type s'exprime en pourcentage de l'affaissement final. Or dans un cas concret, ce qui importe, c'est la valeur de l'affaissement en mm. Tel est particulièrement le cas pour les terrains susceptibles d'être inondés. Il faut donc convertir les ordonnées de la courbe en me-

sures concrètes et c'est là un calcul très aléatoire. Il faut donc d'abord connaître la valeur de l'affaissement final, or celui-ci varie dans les onze cas cités, entre 23 et 79 % de l'ouverture de la couche et la moyenne de 56 % n'a aucune signification pratique. De plus, l'expérience prouve que tous les points d'une même base ne descendent pas exactement suivant la même loi et qu'il y a des anomalies locales, dont il est souvent fort difficile de trouver l'explication.

M. Wardell a expliqué que les différences dans le taux de l'affaissement par rapport à l'ouverture de la veine sont dues aux grandes différences des aires exploitées à l'intérieur de la zone d'influence. Ses levés ne peuvent faire apparaître que la marche générale du phénomène, il n'existe aucun procédé sûr pour déterminer à l'avance l'affaissement d'un point déterminé. C'est par la connaissance des conditions locales qu'on peut se faire une idée de la grandeur des écarts possibles et cela suppose un grand nombre d'observations.

Affaissement résiduel.

On désigne par là, la partie de l'affaissement qui se constate après que le chantier est sorti de la zone d'influence $2R$. Cette partie est toujours petite, 3,5 à 8 % de l'affaissement final, et celui-ci est atteint lorsque le chantier a progressé jusqu'à $2,5R$ maximum. Puisque la progression du chantier, et partant la vitesse, n'ont plus aucune influence à partir de $2R$, on ne peut pas conclure que cet affaissement résiduel dure d'autant moins que la vitesse d'avancement est plus grande, et à la limite, qu'il se prolongerait indéfiniment quand le chantier est arrêté exactement à $2R$. Les opinions les plus diverses ont été émises sur la durée du tassement définitif ; les uns l'estiment à quelques mois, les autres à deux ou trois ans, les autres à une dizaine d'années après l'arrêt du chantier. Ce tassement est dû à la recompression du remblai et à l'écoulement plastique des terrains supérieurs tendant à combler complètement le vide créé par l'exploitation. Il s'opère différemment suivant qu'on exploite par foudroyage ou par remblayage plus ou moins compact. La dernière partie de la courbe type, au-delà de $2R$, est donc très discutable.

Les diagrammes fournis par M. Grond pour le Limbourg Hollandais ont été judicieusement arrêtés à $2R$. A noter que les différences dans le taux de l'affaissement résiduel y sont beaucoup plus fortes (allant jusqu'à 20 %) que celles indiquées par les courbes Wardell pour le Yorkshire.

En fait, dans cette dernière phase comme tout au début, les valeurs absolues des mesures étant petites, les erreurs d'observation prennent une grande importance.

Pour expliquer cet affaissement résiduel, on a suggéré l'hypothèse que le bord de la cuvette d'affaissement qui se déplace comme le front de taille correspondrait à une ligne d'influence d'angle moindre que l'angle limite. Ce dernier est l'angle d'équilibre statique, stable et définitif, tandis que l'autre serait un angle variable correspondant aux conditions dynamiques. M. Wardell, d'accord en cela

avec les auteurs du Continent européen, considère que les cuvettes intermédiaires ont la même forme et correspondent aux mêmes angles que la cuvette d'affaissement finale. Il se peut qu'au cours des observations, on note une certaine différence entre l'angle « dynamique » et l'angle « limite » mais, d'après les levés, elle doit être au maximum de 5°.

Lorsqu'on arrête un chantier, il subsiste derrière le front un vide d'une certaine longueur non entièrement comblé ou rempli de matériaux non tassés. Certains auteurs allemands attribuent à la recompression de cette zone le retard au tassement final. Mais, si l'exploitation continue à progresser au-delà de 2 R, le tassement sera fini plus tôt et c'est pourquoi M. Wardell estime que la vitesse d'avancement a une influence sur cette dernière phase, et que la courbe type s'étend au-delà de 2 R.

Vitesse d'avancement et dégâts.

L'assertion que la vitesse d'avancement n'a aucune importance quant à la gravité des dégâts aux bâtiments a donné lieu à des observations contra-

dictoires. Pour les uns, les dégâts sont plus forts quand l'affaissement est rapide. D'autre part, on peut imaginer que l'avancement soit assez rapide pour que le bâtiment descende verticalement.

Sur ce dernier point, M. Wardell répond que cette hypothèse exigerait une vitesse d'avancement pratiquement irréalisable. Jusqu'à présent, le maximum atteint serait de 7 R par an. Même alors, il y aurait toujours une compression latérale susceptible de causer des lésions aux bâtiments.

Terminologie.

L'expression « *time factor* » (facteur temps) pour désigner les ordonnées de la courbe type n'est pas très adéquate. Elle a l'inconvénient de pouvoir être confondue avec le « *Zeitfaktor* » des auteurs allemands qui n'a pas la même signification, puisqu'il représente uniquement le pourcentage de l'affaissement en fonction du temps du calendrier. Il est par suite essentiellement sous la dépendance des conditions locales dont le *time factor* veut s'affranchir.

Recherches récentes sur les affaissements miniers

par C. BEEVERS et K. WARDELL.

Traduit de « Colliery Guardian », 8 juillet 1954

par L. DENOEL

Professeur émérite de l'Université à Liège.

SAMENVATTING

Deze studie is gewijd aan de nivelleringen van grote nauwkeurigheid uitgevoerd in het mijnbekken van Yorkshire. De meeste vroegere opmetingen hadden meestal tot doel de vervormingen van de bodemoppervlakte in hun eindstadium te bepalen, terwijl nu vooral getracht werd de bewegingen na te gaan die veroorzaakt worden door een werkplaats in ontginning, evenals de invloed dezer bewegingen.

De ondervinding leerde dat de afstand tussen de merkpunten van een waarnemingsbasis in verband moet staan tot de diepte der werken. Indien deze afstand groot is en de diepte gering, dan vertoont het diagramma het uitzicht van een gebroken lijn en de horizontale bewegingen zijn vervormd. De huidige praktijk bestaat erin de merkpunten op hoogstens 30 m onderlinge afstand te plaatsen, ofwel op $R/12$, R zijnde de straal van de invloedzone bepaald door de grenshoeken.

Bij voorbeeld, indien de grenshoek in het Steenkolengebergte 35° is en de diepte 100 m, dan zou de afstand tussen de merkpunten 6 m moeten bedragen. Voor een diepte van 500 m zou de afstand 30 m bedragen.

De praktijk toont aan dat de nauwkeurigheid der lengtemetingen vermindert indien men de 30 m overschrijdt. Daarom werd deze afstand als maximum behouden voor alle diepten boven de 500 m.

Het programma der waarnemingen had zich tot doel gesteld:

a) na te gaan of de besluiten over de waarnemingen verricht op het vasteland toepasselijk zijn in het bekken van Yorkshire.

b) duidelijke noties te verkrijgen over de grenzen van de bodembewegingen, de mogelijke maximum verzakking en de wet der bewegingen in functie van de tijd.

c) zoveel mogelijk de invloed van de opvulling en van de geologische omstandigheden nagaan.

d) de horizontale bewegingen te meten en hun invloed op de schade aan de gebouwen na te gaan.

Aanvankelijk werden waarnemingen verricht in gebieden die vrij waren van storingen en waar slechts een enkele laag in ontginning was. Men herhaalde de waarnemingen met tussenruimten van 1 à 2 maanden, naar gelang de snelheid van voortschrijding en de diepte der werken. Tegenwoordig vat men de studie aan van meer ingewikkelde gevallen en is het nodig de opmetingen over kortere tijdsruimten te verdelen.

Alle basissen, loodrecht op de voortschrijdingsrichting, worden gemeten vooraleer enige beweging zich kan voordoen en vervolgens een of tweemaal wanneer men veronderstelt dat de beweging uitgedoofd is.

De basissen evenwijdig met de richting van voortschrijding der werken worden eveneens vóór iedere beweging opgemeten en vervolgens op tijdstippen waarop men vermoedt dat de verschillen in de opmetingen duidelijk waarneembaar zullen zijn.

Deze werkwijze heeft toegelaten het aantal observatiebasissen te verhogen, zonder het werk van de opmeters merklijk te verzwaren.

PROGRAMME

Ce mémoire est consacré aux nivellements de grande précision effectués dans le bassin houiller

(*) Le mémoire complet et la discussion au meeting du 7 juillet 1954 sont à l'impression dans les « Transactions of the Institution of Mining Engineers ».

du comté d'York. La plupart des observations faites antérieurement avaient surtout pour objet de déterminer les déformations du sol à leur état final, tandis que maintenant on s'est surtout préoccupé de déceler les mouvements accompagnant un chantier en activité et leur influence. L'expérience a démontré que l'écartement entre les repères des bases d'observation doit être en rapport avec la

profondeur des travaux miniers. Si cet écartement est grand et la profondeur petite, le diagramme est une ligne brisée et irrégulière et les mouvements horizontaux en sont déformés. La pratique actuelle est de fixer les repères à 30 m au plus les uns des autres ou à $R/12$, R étant le rayon de la zone d'influence déterminée par les angles limites.

A titre d'exemple, l'angle limite dans le houiller étant de 35° , la profondeur des travaux 100 m, la distance entre repères serait de 6 m. Si la profondeur est de 500 m, cette distance est de 30 m. La pratique fait voir que la précision des mesures de longueur décroît quand on dépasse 30 m, c'est pourquoi on a maintenu cet écartement pour toutes les profondeurs au-delà de 500 m.

Le programme des observations comporte les buts suivants :

- a) Vérifier si les conclusions des observations faites sur le continent sont valables dans le bassin du Yorkshire.
- b) Arriver à des notions claires sur la limite des mouvements du sol ; l'affaissement maximum possible et la loi des mouvements en fonction du temps.
- c) Déterminer autant que possible l'influence du remblai et celle des conditions géologiques.
- d) Mesurer les mouvements horizontaux et établir leur influence sur les dommages aux constructions.

Au début, on a choisi des champs d'observations exempts de failles et où une seule veine était en exploitation, et l'on répétait les observations à intervalles de un à deux mois suivant la vitesse d'avancement et la profondeur. Actuellement, on embrasse des cas plus compliqués et il faut des observations plus fréquentes.

Toutes les bases perpendiculaires à la direction de l'avancement sont mesurées avant qu'aucun mouvement puisse se produire et ensuite une fois ou deux quand on présume par le calcul que le mouvement a cessé. Les bases en direction de l'avancement sont mesurées avant tout mouvement, et ensuite à des intervalles présumés tels que les différences des mesures soient nettement perçues. Ceci a permis d'augmenter le nombre des lignes d'observation sans accroître notablement le travail des opérateurs.

COMPARAISON DES OBSERVATIONS

Il est acquis de façon claire qu'il n'y a, entre les observations du Yorkshire et celles de la Hollande ou de la Ruhr, que des différences de détail et nullement de principe. Il convient donc d'examiner chacun des facteurs séparément.

a) Affaissement maximum possible.

Dans les exploitations avec épis de remblai, on a observé des affaissements de 76 à 85 %, tandis que sur la rive gauche du Rhin, avec remblayage par fausses-voies, on atteint 75 à 85 %. Les plus fortes proportions se rapportent aux cas où le volume du remblai est le moindre et aux grandes profondeurs. A faible profondeur, à volume de remblai égal, l'affaissement tend vers la limite inférieure.

Dans deux cas particuliers, on a augmenté le coefficient de remblayage jusqu'à 75 % et l'affaissement maximum a été réduit à 60 % de l'ouverture de la veine (profondeur : 160 m et 210 m).

Il va sans dire que, dans tous les cas, il s'agit de l'aire d'action complète.

Des observations sont en cours sur une exploitation avec remblai pneumatique et sur une autre avec foudroyage intégral. Une observation a donné à peu près 100 % de l'ouverture de la veine, mais il y avait une couche inférieure exploitée antérieurement et renfermant un pilier de protection trop faible et qui s'est écrasé.

b) Angle limite.

Il est remarquablement constant dans toute l'étendue du bassin et compris entre 32° et 38° , même en présence de Trias ou de Permien. Les vieux travaux, soit au-dessus, soit en dessous de la veine ne paraissent pas avoir d'influence. On n'a pas été à même de vérifier si l'angle limite diminue dans les formations massives de grès.

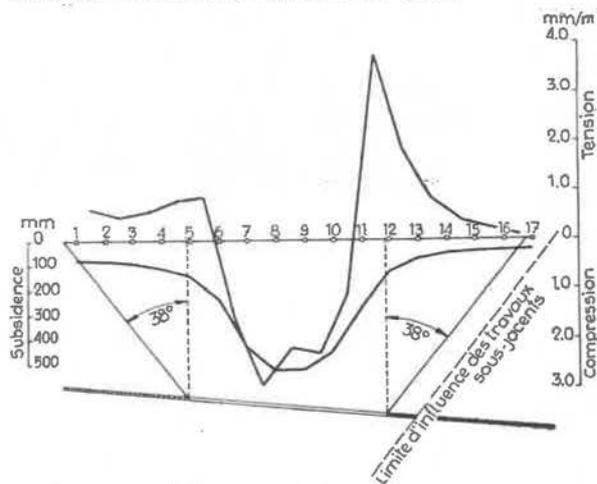


Fig. 1. — Affaissement final, tensions et compressions.

c) Progression de l'affaissement.

La formation de la cuvette correspond bien aux vues des observateurs allemands, c'est-à-dire que le tassement maximum est atteint lorsque l'aire exploitée est l'aire d'action complète. D'après nos observations, l'affaissement à la verticale du périmètre du chantier est de 30 à 35 % du maximum au contact du ferme et, à l'autre extrémité en plein remblai, il atteint 60 à 70 % du maximum. En d'autres termes, la cuvette n'est pas symétrique, sauf si elle est limitée de toutes parts par le ferme ou par d'anciens travaux (comparez à ce sujet les figures 1 et 3).

En Hollande, la courbe est généralement symétrique avec une ordonnée à l'aplomb du périmètre égale à 50 % du maximum. Il en va de même dans une partie de la Ruhr, mais sur la rive gauche du Rhin, on observe aussi une certaine dissymétrie. L'explication qu'on en donne, c'est que le massif en ferme freine la compression du remblai.

Cette déformation de la cuvette crée des difficultés dans le calcul a priori de l'affaissement pro-

bable. Les plus grands écarts avec la réalité se rencontrent à l'aplomb du périmètre du chantier où toutes les méthodes de calcul attribuent à l'ordonnée de la courbe la moitié du maximum. Le professeur Grond a publié récemment sur ces méthodes de prévision une dissertation dont une grande partie est consacrée à la critique des zones différentielles de Bals. Celles-ci peuvent être ajustées et donner des résultats conformes aux observations.

d) Progression des déplacements horizontaux, tensions et compression.

Sur ce point, les principes généraux esquissés sur le Continent se vérifient également. Cela veut dire que le maximum du déplacement horizontal et de la tension est atteint quand le chantier dépasse le rayon de la zone d'influence et que le maximum de la compression correspond à peu près à ce rayon. Il y a cependant des différences du même ordre que dans la forme de la cuvette et la dissymétrie entre le côté ferme et le côté remblai se fait sentir aussi dans les mouvements horizon-

blai, ce maximum est reporté vers l'arrière (fig. 3). On est ainsi de nouveau ramené à cette conclusion que la compression du remblai au voisinage du ferme a une grande importance dans l'étude des dégâts miniers. Les mesures au chantier, de convergence et de la compression du remblai pourraient probablement projeter quelque lumière dans cette question.

e) Déformations itinérantes ou dynamiques.

C'est probablement sur ce point que nos observations apportent une nouvelle mise au point, la correspondance entre la déformation du sol et l'avancement du chantier ayant, en général, attiré trop peu l'attention.

Trois exemples typiques (fig. 4, 5 et 6) montrent que la vague d'affaissement accompagnant le front de taille engendre des tensions et des compressions itinérantes. On constate que l'intensité de ces contraintes est en rapport direct avec la grandeur de l'affaissement, c'est-à-dire qu'elle diminue à mesure qu'on s'écarte du centre du panneau.

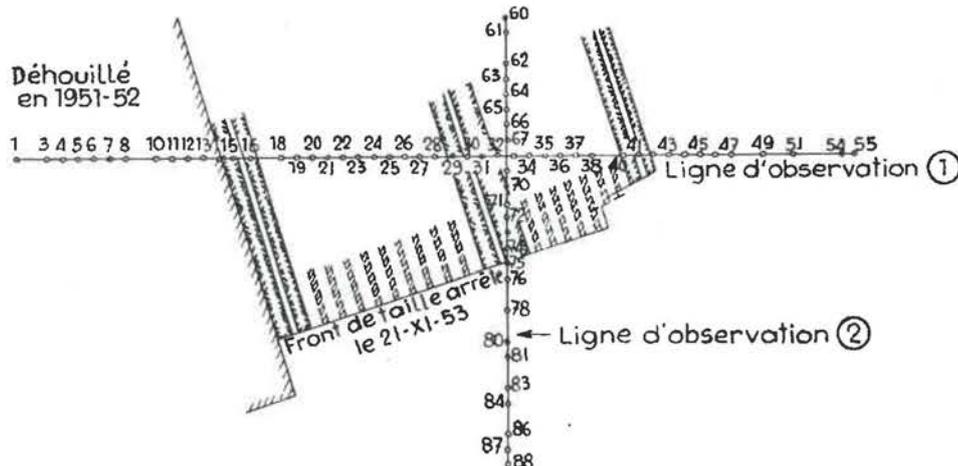


Fig. 2. — Base d'observations, chantier et épis de remblai, cause des mouvements figurés en 2 et 3.

taux. Le point capital, c'est que le maximum du déplacement et le passage de la tension à la compression coïncident avec le point d'inflexion de la courbe des affaissements. Sur ce point, les observations du Yorkshire concordent avec celles du Continent.

Nos observations montrent que le maximum de tension est, vers l'avant, à l'aplomb du front de taille, tandis que vers l'arrière au contact du rem-

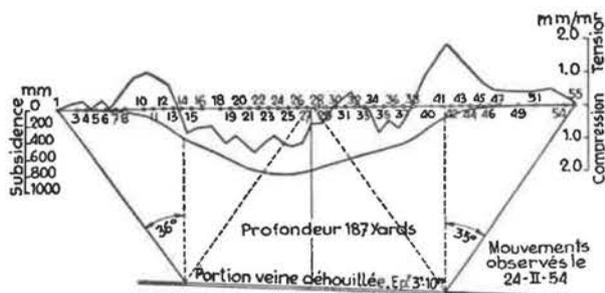


Fig. 3. Affaissement final, tensions et compressions suivant la ligne n° 1 de la figure 2.

Au centre d'une aire partielle, toutes les ordonnées sont moindres que dans l'aire d'action complète. C'est donc au moment où celle-ci va être atteinte que le risque de dégâts est le plus grand et ceci se manifeste surtout aux petites profondeurs.

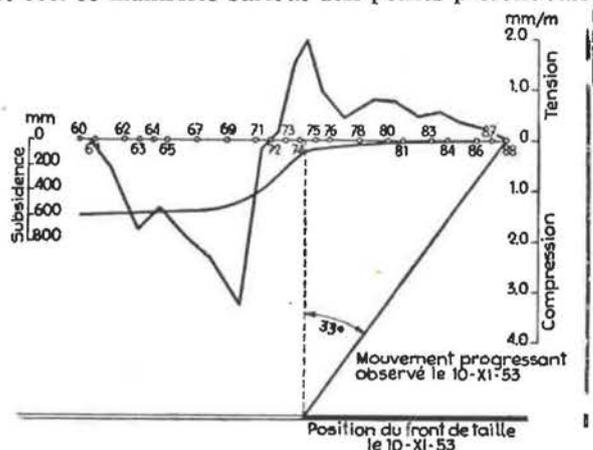


Fig. 4. — Cuvette itinérante, tensions et compressions suivant la base n° 2 de la figure 2.

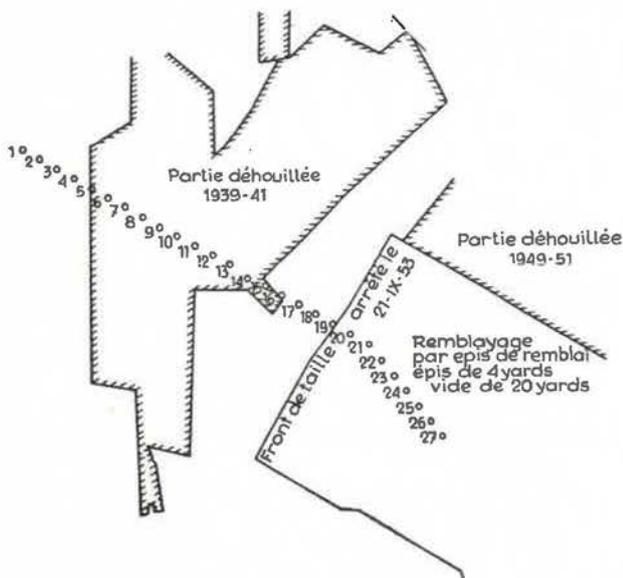


Fig. 5. — Base d'observation et chantier ayant causé l'affaissement figure 6.

Dans le même ordre d'idées, si la largeur du front de taille est moindre que le diamètre de la zone d'influence, les tensions itinérantes diminuent en grandeur absolue et peuvent même devenir négligeables. C'est peut-être la raison pour laquelle, pendant longtemps, on y a prêté peu d'attention sur le Continent, parce que dans les méthodes

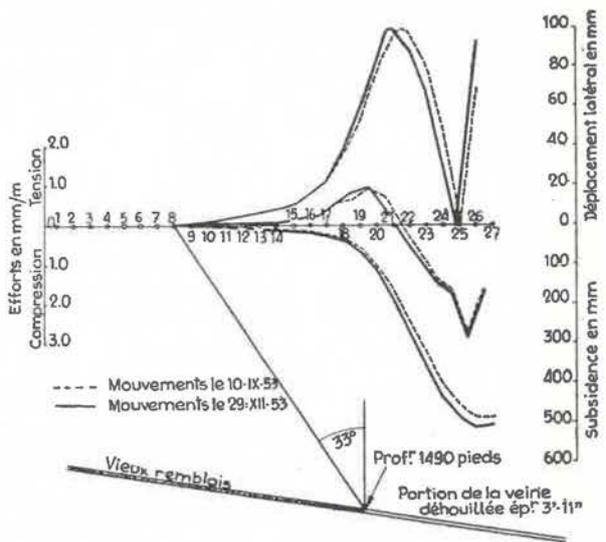


Fig. 6. — Affaissements, déplacements horizontaux, tensions et compressions suivant la base figure 5.

s'arrête, il n'y a plus qu'un très petit accroissement, tant des affaissements que des tensions.

f) Influence du remblayage.

Les figures 3, 9 et 10 font voir qu'en renforçant le remblai au centre du panneau, on modifie l'allure de la courbe d'affaissement. Le fond

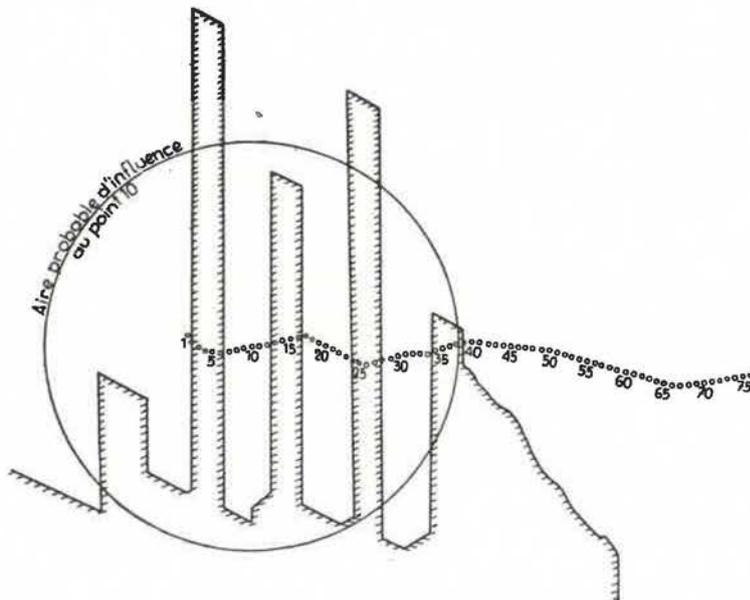


Fig. 7. — Base d'observations au-dessus d'un quartier avec piliers réservés.

d'exploitation usuelles l'extraction se faisait par tailles de petites dimensions.

La figure 6 est particulièrement intéressante parce qu'elle montre le rapport entre l'état momentané et l'état final et fait voir que, si le front est suffisamment étendu, il y a très peu de différence dans les intensités des tensions. Quand le front

en est beaucoup plus aplati. Ces deux chantiers étaient à profondeur modérée, les observations dans des mines profondes n'ont pas montré le même effet. Elles constituent cependant une indication montrant la possibilité de réduire la compression dans la partie centrale ou de changer la position du maximum de tension en élevant un épi de

remblai assez large le long de la paroi en ferme. Ces possibilités, qui restent à démontrer, peuvent avoir d'heureux effets en certaines circonstances.

g) Extraction partielle par abandon de piliers.

Une base d'observation a été tracée par le milieu d'un quartier exploité par trois panneaux de 72 m de largeur entre piliers de 128 m, ce qui représente une extraction de 40 % à la profondeur de 680 m. L'affaissement maximum a été de 100 mm, uniforme sur toute la largeur du quartier et on n'a pas constaté de mouvements horizontaux. Il y a ici sans doute un effet de voûte, mais pas complet.

Pour autant qu'on puisse en juger présentement, le rapport du vide au plein dépend du diamètre de la zone d'influence. On peut admettre, à n'importe quelle profondeur, une largeur de R/6,5 pour les panneaux et de R/4,4 pour les piliers. L'effet sera toujours le même pour une même ouverture de la

0,3 mm). Des compressions de 0,6 mm/m ont été constatées et elles peuvent endommager même des bâtiments bien construits. Bien que les dommages par compression soient moins fréquents que ceux causés par tension, ils sont souvent plus graves.

On peut réduire ces effets à un minimum par un bon aménagement des chantiers d'exploitation.

En Hollande et en Allemagne, on a réussi ainsi à préserver des bâtiments de grande importance. Le principe est de faire en sorte que le bâtiment soit situé dans la zone des tensions minimales, ou bien de combiner les chantiers de telle façon que les effets de tension et de compression se balancent. Cette méthode paraît difficilement applicable dans le Yorkshire, où il est très rare qu'on exploite simultanément deux veines ayant des points d'accès assez écartés.

Dans le passé, on a suggéré l'idée de passer sous le bâtiment rapidement et avec un large front. Ce

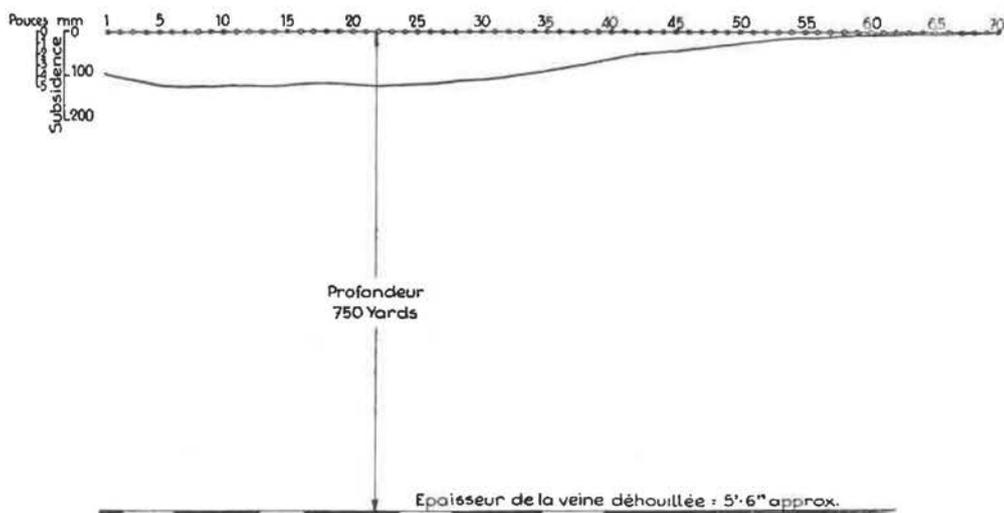


Fig. 8. — Affaissements suivant la base figure 7.

veine. Cette règle conduirait à des piliers de 17 m et des chambres de 11 m pour une profondeur de 100 m. Des chambres plus larges, avec le même pourcentage d'extraction, auraient pour conséquence un plus fort affaissement et peut-être aussi des tensions et des dégâts. On continuera à faire des observations dans les divers districts miniers sur des exploitations à petites profondeurs.

DEGATS MINIERs

Il est établi que les contraintes par tension ou compression sont la cause principale des dégâts. Cela résulte du fait que les plus graves dégâts ne se produisent pas à l'endroit de l'affaissement maximum, mais plutôt aux points d'inflexion de la courbe de la cuvette. Les bâtiments sont affectés différemment suivant leurs dimensions, leurs formes et leur orientation par rapport aux fronts de taille. En ce qui concerne les déformations elles-mêmes, l'expérience prouve que les dégâts notables (fissures des plafonnages intérieurs, des appuis de portes et de fenêtres, etc.) se produisent quand la tension dépasse 0,4 mm/m et la compression

moyen n'est pas infallible. Il faut considérer le rapport de la largeur du chantier au rayon de la zone d'influence. A 200 m de profondeur, un chantier de 350 m de largeur donnerait lieu à la formation d'une cuvette finale dont la partie centrale présenterait un fond plat de 70 m de largeur et un bâtiment situé dans cette zone descendrait verticalement. Mais, il faut tenir compte des étapes intermédiaires et des tensions itinérantes auxquelles succèdent des compressions. Un bâtiment placé au centre du panneau serait très défavorablement influencé, puisque c'est précisément au centre que les mouvements ont la plus grande amplitude. Le même chantier à 800 m de profondeur pourrait n'avoir que des effets très faibles sur le même bâtiment, parce qu'il ne constituerait qu'une aire partielle. A petite profondeur il ne suffit pas de passer sous le bâtiment avec un large front, ni de disposer le périmètre du chantier de telle manière que le bâtiment soit au point neutre parce que la position de ce point est trop incertaine.

Pratiquement, le problème consiste à limiter les tensions de toutes sortes, momentanées ou défini-

tives, à un taux suffisamment faible dans la région où se trouve le bâtiment à protéger. Un exemple montrera comment on peut trouver une solution.

La figure 9 montre un bâtiment de 90 m de longueur sur 72 m de largeur à un étage, avec fondations en béton armé d'un grillage de barres d'acier : il avait de larges baies vitrées et de longs corridors pavés de sorte qu'il était particulièrement vulnérable aux contraintes horizontales.

La veine située à 210 m de profondeur avait 0,93 m d'ouverture et deux autres couches avaient déjà été exploitées complètement, l'une à 270 m, l'autre à 480 m et une troisième partiellement à 500 m. L'aménagement général était terminé et les fronts de taille arrivés à 135 m de distance du bâtiment au N.E. On ne pouvait rien changer ni

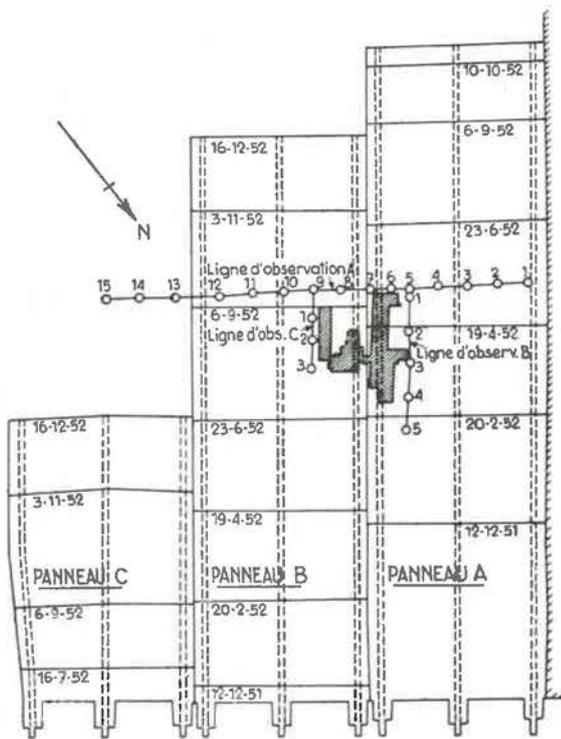


Fig. 9. — Base d'observations et situation d'un bâtiment par rapport aux chantiers combinés pour préserver le bâtiment.

aux tailles ni à la direction de l'avancement. Le problème était de savoir comment on prendrait les panneaux A et B. On abandonna l'idée de les prendre de conserve, parce que la longueur totale du front aurait eu 270 m, c'est-à-dire à peu près le diamètre de la zone d'influence, et que les tensions itinérantes auraient été dangereuses.

Si l'on pousse en avant le seul panneau A, les plus grandes tensions se feront sentir dans la direction SE-NO, avec dommages possibles pour le bâtiment. On a donc décidé de pousser les deux panneaux A et B en décalage, B suivant A à 150 m en arrière. De cette façon, on espérait étirer la cuvette d'affaissement et réduire les tensions horizontales. En effet, une certaine tension accompagnera d'abord le panneau A, puis se transformera en compression ; ces tensions ne seront

que le tiers du maximum correspondant à l'attaque de front A + B. Le front B développera aussi d'abord des tensions qui, à la distance calculée de 150 m, viendront se superposer à la compression due au panneau A et la compenser.

On espérait aussi que la tension, inévitable lorsque le panneau A passera sous le bâtiment et au-delà de celui-ci, n'aurait pas le temps d'agir avant que l'influence du panneau B n'intervienne. On a fait des calculs des mouvements présumés pour déterminer la valeur correcte du décalage et on a tracé des bases d'observation pour vérifier comment les prévisions se réaliseraient.

Les travaux ont été poussés comme il est renseigné au plan. Pour plus de sûreté, le remblai a été renforcé jusqu'à 80 %, à partir du moment où les fronts étaient à 108 m du bâtiment.

De légères fissures ont apparu dans la longue aile ouest lorsque le front A a atteint le coin nord du bâtiment et, à mesure de l'avancement, plusieurs fissures de l'espèce ont apparu dans les murs extérieurs à différents endroits. Les observations ont démontré que ces dégâts étaient dus à la tension voyageant avec le front A. Lorsque celui-ci eut dépassé le bâtiment, le mur sud derrière la base A fut lézardé juste au-dessus de la paroi en ferme, et encore une fois les mesurages ont démontré que ce phénomène était le résultat de la tension développée parallèlement à la ligne d'observations.

Quand le panneau B a passé le bâtiment, les lézards existants se sont d'abord ouverts légèrement et des signes de compression ont été observés dans l'aile sud-est quand le chantier a passé en-dessous. Vers ce même temps, un trottoir en carreaux partant du bâtiment vers le N.E. (point 3 de la base B) a montré des effets de compression bien nets et certains carreaux ont été relevés de 7 cm. Ceci s'est passé au centre du panneau A. Un des murs Nord extérieurs a montré aussi des signes de compression. A l'extrémité Nord de l'aile ouest, une salle de 80 m sur 36, avec plancher en

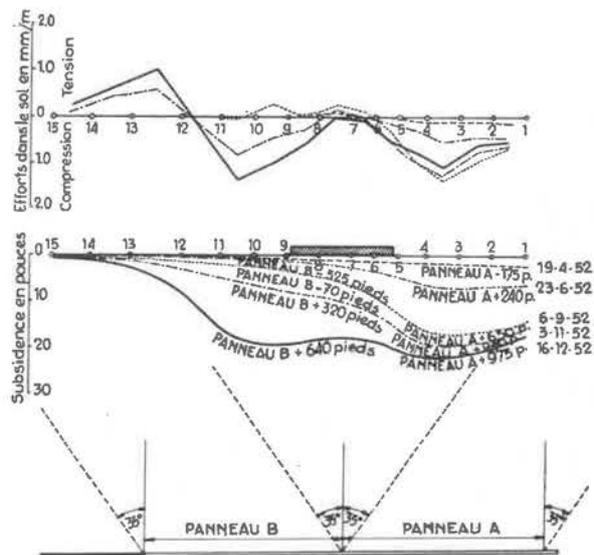


Fig. 10. — Affaissement final, tensions et compressions, suivant la base A.

parquet, n'avait aucune apparence de mouvement. Après le mois d'octobre 1952, on n'a plus constaté de nouveaux dégâts. Ainsi, une couche de 0,95 m à 1 m a été exploitée sous le bâtiment en produisant un affaissement de 0,60 m avec très peu de dégâts.

La figure 10 montre les mouvements mesurés le long de la base A. Le premier panneau a commencé à agir alors qu'il était à 133 m de distance. Lorsqu'il a dépassé la base d'observation, l'affaissement a pris une allure accélérée et des tensions ont apparu au droit et au-delà du ferme. Mais le panneau B n'a pas tardé à intervenir et les effets maximums de tension sont ceux du levé du 6 septembre 1952. Par après, la forte compression du panneau B a fait disparaître toute tension et créé une zone de compression. C'est aussi le 6 septembre qu'on a relevé la plus forte compression du panneau A, et après elle a été légèrement compensée par les tensions du panneau B dans la direction N.O.

Le montant total de l'affaissement a été affecté par le remblai serré le long des voies du panneau A à gauche et du panneau B à droite. En plus, un total de 54 m a été remblayé de part et d'autre de la ligne commune. Ceci a eu pour effet de réduire l'affaissement de la partie centrale et, dans une

certaine mesure aussi, la compression. A part ce détail, les mesurages ont donné assez exactement les résultats escomptés.

Les observations des bases B et C sont également révélatrices. En B, on a constaté une tension en avant du front A avec un maximum un peu en arrière. A cette tension aurait sans aucun doute succédé une compression, si la tension en avant du front B n'était venue la contre-balancer. De plus, le fond de la cuvette est devenu si plat après cette compensation que les mouvements horizontaux ont été négligeables.

Sur la ligne C, l'influence du panneau B est évidemment prépondérante et la compensation de ses effets de tension par la compression due à A n'a été que partielle. La courbure de la cuvette est plus accusée que le long de la ligne B. C'est évidemment la forte compression au-dessus du panneau B qui a causé les dégâts constatés à l'aile Est. En conclusion, on peut affirmer que, si A et B avaient avancé de conserve, le maximum d'affaissement aurait coïncidé avec la ligne médiane, il serait apparu beaucoup plus tôt qu'on ne l'a constaté sur la ligne C et les dégâts auraient été beaucoup plus forts.

Note sur le mémoire de Max Roloff sur l'effet des travaux miniers sur le chemin de fer (*)

Ce mémoire est très intéressant à titre documentaire par les nombreux détails qu'il fournit sur les dénivellations des voies ferrées, les dégâts qu'elles subissent et aussi les bâtiments, remises à locomotives, piles de pont. Cette étude a amené l'auteur à faire des essais sur modèles en petits pour se rendre compte de la marche des affaissements. Il a opéré dans une caisse à parois de verre. Le fond est percé d'une ouverture de section carrée, fermée par une porte appuyée sur trois supports montés sur vérin et qu'on peut abaisser plus ou moins pour figurer l'ouverture de la veine. Celle-ci est naturellement fortement exagérée en comparaison des dimensions de l'appareil pour rendre le mouvement vertical plus sensible. Le mouvement est filmé. La surface libre supérieure est de niveau et une ligne d'observation est jalonnée par de minuscules cylindres en plâtre, placés à écartement uniforme et dont on va suivre les trajectoires et relever soigneusement les déplacements verticaux et horizontaux. On peut ainsi tracer le diagramme de la cuvette et celui des tensions et des pressions.

nelle pour chacun des petits plâtres et on en a déduit les glissements y_1 et y_2 qui ont été portés sur le diagramme n° 1. Ensuite on a calculé les différences $y_1 - y_2$ et on les a portées en ordonnées au milieu de la distance primitive λ et, en réunissant tous ces points, on a la courbe des pressions et des tensions (fig. 1).

Les déplacements y et les pressions $\Delta y = y_2 - y_1 = \lambda \operatorname{tg} x$ peuvent se représenter par des fonctions trigonométriques.

Soit x la distance d'un point quelconque du sol au bord de la cuvette, m la distance de l'aplomb du chantier au même bord, et v la valeur de y à l'aplomb du chantier.

La courbe des y peut s'écrire $y = A(1 - \cos \pi \frac{x}{m})$

Pour déterminer A , nous avons la condition que, pour $x = m$, y a sa valeur maximum V .

d'où résulte : $A = \frac{V}{2}$ et $y = \frac{V}{2} (1 - \cos \pi \frac{x}{m})$

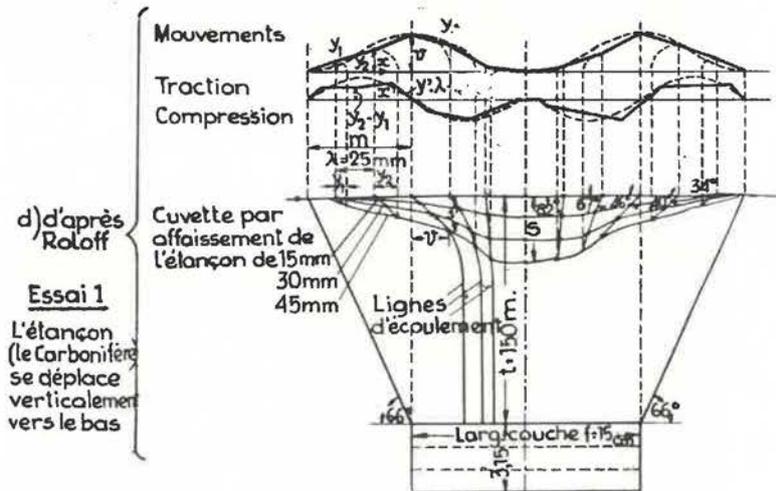


Fig. 1.

Longeur couche : lire : largeur chantier.

L'essai n° I est fait en abaissant le fond bien verticalement. La masse de sable est maintenue sur une certaine hauteur par des parois verticales à partir du fond. l'auteur voulant imiter ce qu'il croit de la cassure verticale par cisaillement des roches du terrain houiller. A partir d'une horizontale de repère, on a mesuré les écarts de la position origi-

La courbe des tensions ou pressions est donnée par

$$\lambda \left(y = \frac{dy}{dx} \right) = \lambda \cdot \frac{V}{2} \cdot \frac{t}{m} \sin \pi \frac{x}{m}$$

(*) Bau Technik, 1953, n° 53.

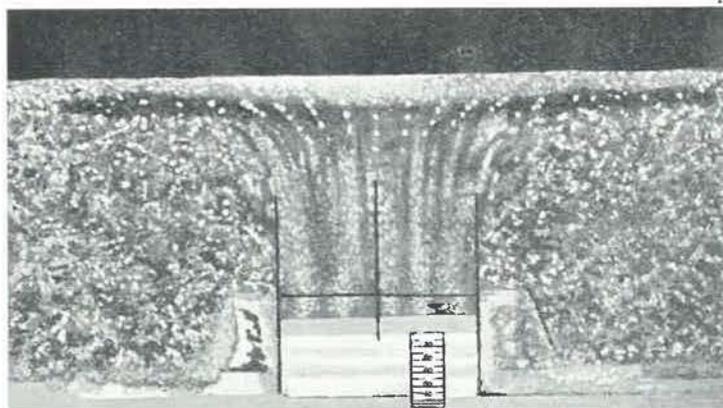


Fig. 2.

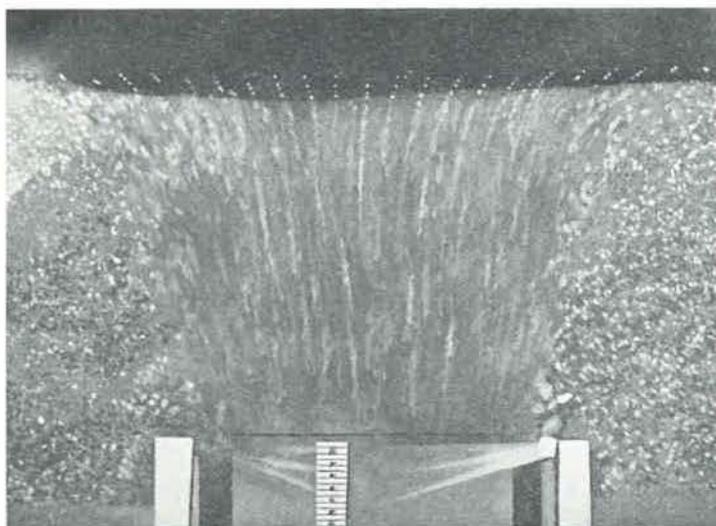


Fig. 3.

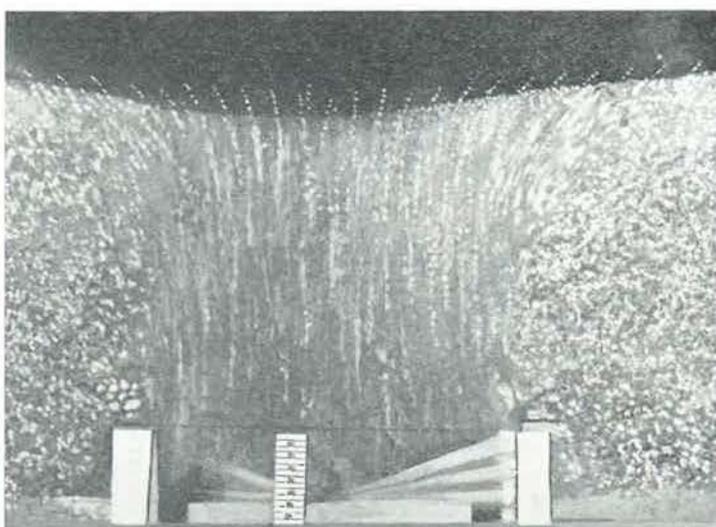


Fig. 4.

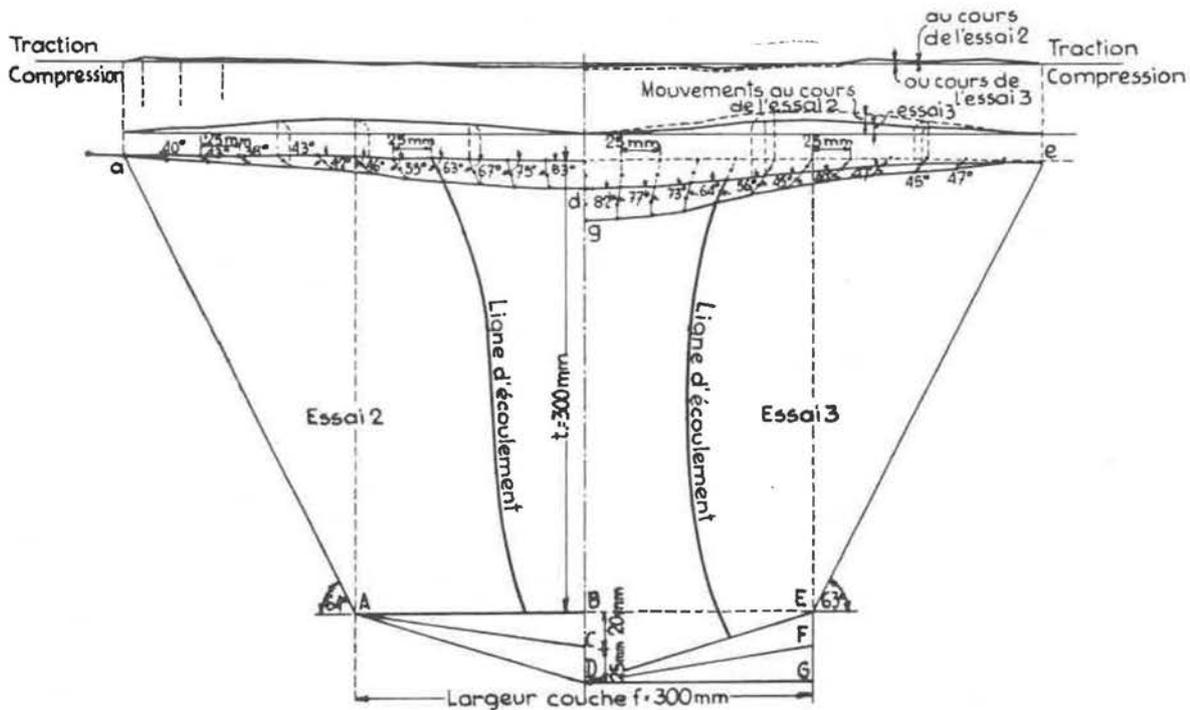


Fig. 5. — Essais nos 2 et 3.

Ces deux lignes sont figurées en pointillé sur le diagramme et l'accord avec les mesures est satisfaisant.

Les trajectoires des corpuscules de plâtre, depuis l'origine jusqu'à la position au fond de la cuvette, sont visibles sur la paroi de verre et sont tracées sur la fig. 1. La photographie montre comment elles se poursuivent vers le bas (fig. 2). Ce sont des lignes de flux et le diagramme en montre trois. On peut d'après leur apparence dire que ce sont des exponentielles. Celle qui part du sol sous un angle de 45° serait $x = ey$ puisque $y_0' = 1$. Ces lignes sont fort différentes de celles de l'hydrodynamique des fluides sans viscosité, ce qui ne doit pas surprendre. Le point central de la cuvette descend verticalement et n'est sujet ni à tension ni à compression et cela est vrai pour toute profondeur et toute épaisseur de la veine. Cela résulte d'ailleurs de la symétrie du dispositif expérimental.

Les essais II et III sont représentés figures 3, 4, et 5. Dans la partie gauche, on a fait pivoter la porte de fond autour de l'extrémité d, on crée ainsi au milieu du champ un orifice d'écoulement de section croissante. Dans la moitié de droite, on part d'un plan incliné qu'on rabat jusqu'à l'horizontale et l'orifice d'écoulement est à l'extrémité droite. Cela donne une vague similitude avec un chantier progressant du centre vers une extrémité du panneau ou inversément. Les lignes de flux, qui au voisinage de la surface sont semblables à celles de l'essai n° 1, s'incurvent en profondeur et se dirigent vers la section maximum d'écoulement. Dans les deux cas, la partie centrale est le siège d'une compression, mais toutes autres conditions égales, les tensions et les compressions sont beaucoup moindres

que dans l'essai n° 1. Les résultats rapportés sont les moyennes de dix essais successifs.

Dans un dernier chapitre, Roloff compare les résultats de ses essais sur modèle avec un nivellement de la réalité et avec la courbe type de Lehmann.

La base de nivellement est dans la zone d'influence de deux couches exploitées simultanément, l'une à 243 m, l'autre à 285 m de profondeur. Il y a une centaine de mètres de morts-terrains sans cohésion. Les chantiers n'ayant pas été conduits d'après un plan systématique, la partie de la cuvette comprise entre le bord et l'aplomb du périmètre du chantier le plus profond, présente une suite de pointes et de dépressions. Dans la partie proche de la limite des chantiers, l'allure est assez régulière et on a pu déterminer que les trajectoires (ou lignes de flux) font au départ des angles de 40° à 50° avec l'horizontale. La seule chose à retenir, c'est la valeur de l'angle limite, 55° dans le sens de l'aval pendage de la couche ($i = 26^\circ$) et de 60° dans une autre direction. C'est conforme aux observations dans la Ruhr. Roloff s'en étonne. Dans ses essais sur modèle, il a opéré avec du sable et il trouve des angles limites de 63° et 66° , c'est-à-dire plus forts qu'en terrain cohérent. Il doit donc y avoir une erreur systématique dans son dispositif. Ce doit être la présence d'une cloison verticale pour guider la descente aux bords du chantier. En fait, le foudroyage ne s'élève verticalement que momentanément et dans ce qu'on appelle le bas-toit. Le cône d'éboulement gagne en largeur en même temps qu'en hauteur. Si dans la figure 2 on mène une ligne entre le bord de la cuvette et le haut de la cloison, elle sera inclinée sur l'horizontale.

zon d'une trentaine de degrés. Les vraies lignes de flux s'arrêtent à mi-hauteur du modèle dans l'essai n° 1.

La comparaison des diagrammes de tension tracés par Roloff et ceux tracés par Lehmann fait apparaître deux divergences principales :

1) Le maximum de tension est à l'aplomb du périmètre dans les premiers, tandis que dans les seconds il se produit en un point ayant pour angle directeur $\alpha/2 + \pi/4$.

2) Dans les courbes de Lehmann aussi, la compression dans la zone centrale est beaucoup plus forte et plus étendue.

Il est inévitable que les résultats quantitatifs diffèrent suivant les terrains, mais on ne peut pas s'en prévaloir pour contester l'allure même du phénomène.

REMARQUES

1) L'équation des trajectoires d'un mobile pesant en milieu résistant est une fonction logarithmique ayant une asymptote verticale (tous les traités de balistique).

2) Lorsque l'on pompe dans un puits ou un sondage profond, la dépression produite introduit dans les courbes hypsométriques de la nappe aquifère des perturbations qui vont en diminuant d'amplitude à mesure que l'on monte et que l'on s'écarte dans le sens horizontal. Les lignes de flux partant d'un point de la surface vers le fond du puits sont des courbes logarithmiques. Le bord de l'entonnoir peut aller jusqu'à 5 km (Niemczyk, p. 47) pour un rabattement de 15 m dans le sondage. On a ici, à grande échelle, le même phénomène que dans l'écoulement du massif sans cohésion dans le modèle en petit. Le chantier d'exploitation se place à une échelle intermédiaire. Lorsque l'aire devient très petite, l'entonnoir à la surface tend donc vers la même forme logarithmique.

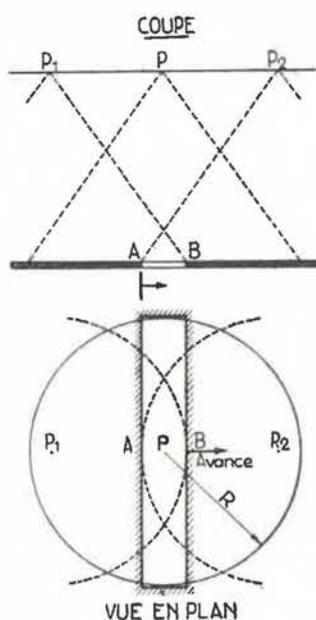
3) Il ne paraît pas impossible de réaliser des expériences en petit se rapprochant plus de la réalité que le modèle Roloff et les instruments très précis dont on dispose actuellement pour mesurer les déplacements et les temps, pourraient donner des indications transposables dans le domaine spéculatif et dans celui des applications.

Notes sur le temps de la propagation des mouvements du sol depuis le fond jusqu'à la surface

(Communication gracieuse de M. K. WARDELL)

Le fait que les levés topographiques ne peuvent déceler les mouvements du sol que dans les limites des erreurs inévitables rend très difficile la réponse à cette question.

Si nous considérons d'abord une longue taille (fig. 1) quand elle aura progressé un certain temps,



les premiers affaissements mesurables apparaîtront au point P. Cela veut dire qu'il n'est pas possible de parler de mouvement de descente tant qu'on n'a pas mesuré en P un affaissement d'au moins 25 mm. Il est probable qu'au moment où l'on fait cette observation, le mouvement a déjà débuté un peu avant. Une autre complication provient de ce que le stade correspondant à ces 25 mm varie avec l'ouverture de la veine et le remblai.

Faisons abstraction de ces difficultés pour le moment. Il a été constaté qu'un montage de 3 m de largeur dans une veine de 1 m d'ouverture, à la profondeur de 36 m, n'a aucun effet sur la surface. D'autre part, on a souvent observé dans le Yorkshire, à diverses profondeurs, qu'un vide de largeur

R/6 amène des affaissements mesurables. On peut donc estimer que l'avancement susceptible de produire un affaissement doit être au minimum de R/8 (fig. 1, $AB = R/8$). Si cette supposition est vraie, le temps qui s'est écoulé entre le démarrage de la taille et l'apparition de l'affaissement à la surface, varie avec la vitesse d'avancement. Si par exemple, dans la figure 1, il a fallu trois mois pour avancer de AB, ces trois mois représentent le délai nécessaire qu'on puisse observer un affaissement.

On peut en déduire une règle générale en exprimant l'avancement en fonction de R. Par exemple, si l'avancement annuel est de $2R$, le délai sera de $R/8 : 2R = 1/16$ d'année ou 23 jours. Par suite, si nous considérons qu'en pratique les avancements se tiennent entre $0,05R$ et $20R$, on pourra construire un graphique ainsi limité qui sera un arc d'hyperbole. Mais, la question se complique quand la longueur du front est beaucoup moindre que $2R$; il faudra alors pour qu'on puisse mesurer 2,5 mm que le chantier ait largement dépassé le point B. Bien que cela n'entame pas la validité de notre hypothèse, cela crée de grandes difficultés dans l'analyse des observations faites pour trouver la solution du problème. Dans l'état actuel, il paraît probable que la valeur minimum R/8 est trop considérable. Cette hypothèse va à l'encontre de celle des dalles faisant pont ou des voûtes de pression.

La nature des terrains est aussi à considérer et certaines compétences seront certainement d'opinion que la largeur du vide est en rapport avec la solidité des roches du toit et la nature du recouvrement. Tout en concédant ce point, je pense qu'on est porté à en exagérer l'importance et cette opinion me paraît confirmée par le fait que la « Courbe de la progression de l'affaissement » a été trouvée valable pour des conditions très diverses.

Dans l'état actuel des observations, nous ne disposons que de deux exemples et aucun des deux n'est absolument sans reproche parce que, dans l'un, la longueur de la taille est beaucoup plus petite que $2R$ et, dans l'autre, parce que l'affaissement de 2,5 mm a été déterminé par interpolation, les observations ayant été faites à intervalles de deux mois.

Cas A.

Couche : 1,25 m d'ouverture.
Inclinaison : 5°.
Profondeur : 290 m.
Vitesse d'avancement : 250 m = 1,25 R.
Longueur du front : 115 m.
Angle limite : 34°.
Délai calculé : 6 semaines.
Délai observé : 4 semaines.

Cas B.

Couche de 0,75 m d'ouverture.
Inclinaison : 0°.
Profondeur : 130 m.
Longueur du front : 135 m.
Vitesse d'avancement : 360 m = 4 h.
Angle limite : 35°.
Délai calculé : 10 jours.
Délai observé : 6 jours.

Mécanisation et sécurité

par R. STENUIT,

Ingénieur Principal au Corps des Mines (*)

SAMENVATTING

Ons tijdvak wordt beheerst en bepaald door de technische vooruitgang, bron van steeds talrijker en beter afgewerkte verbruiksgoederen. Daaruit spruit een steeds groter wordende concurrentiestrijd voort met voor ieder industrieel de daaruit volgende verplichting een steeds grotere productiviteit na te streven.

De mechanisatie is daartoe de aangewezen weg. Brengt deze noodzakelijkerwijze een verhoging van het ongevalsrisico mede?

De huidige bijdrage strekt er toe het tegengestelde te bewijzen en aan te tonen dat de menselijke factor, met zijn veelzijdige aspecten van overwegend belang is bij ongevallen.

De economische gegevens die de voorbeelden van mechanisatie begeleiden zijn naamloos en gefragmenteerd, ten einde de wensen in te volgen van de ontginners die de auteur documenteerden.

RESUME

Notre époque est dominée et conditionnée par le progrès technique, source de biens de consommation de plus en plus finis et de plus en plus nombreux. Il en résulte une concurrence toujours plus forte sur les marchés et une obligation pour tout industriel d'augmenter sa productivité.

A cette fin, la mécanisation se propose et s'impose. Est-il vrai qu'elle ait comme corollaire une augmentation du taux de risque des accidents?

La présente note tend à prouver le contraire et à affirmer que le facteur humain, aux aspects multiples, reste prépondérant dans l'accident.

Les données économiques qui accompagnent les exemples de mécanisation sont fragmentaires et anonymes pour répondre au vœu des exploitants qui ont bien voulu documenter l'auteur.

La sécurité n'est pas nécessairement une fin en soi. Si je roule à droite sur une grand'route, c'est d'abord que je dois emprunter cette grand'route pour parcourir une étape. C'est ensuite que je tiens la droite, afin d'assurer au mieux ma sécurité. La fin première est de couvrir l'étape.

L'étape à parcourir, pour un exploitant, c'est de travailler avec profit. Mais, de même que mon étape risque de n'être pas couverte si je m'expose sur la route en roulant à gauche, ainsi le profit de l'exploitant est compromis s'il ne prend pas vis-à-vis de son personnel toutes les précautions requises par l'outil et les circonstances du travail.

L'ouvrier, quant à lui, a une tendance toute naturelle à ignorer la fin première d'une exploitation pour n'en voir que les dangers, tandis que l'exploitant a une tendance non moins naturelle à envisa-

ger avant tout la notion de profit. Il s'ensuit que ce dernier recherchera tous les moyens possibles pour réduire son prix de revient, tandis que le premier éprouvera une méfiance spontanée vis-à-vis de tout mode d'exploitation qui met en jeu d'autres forces que les siennes.

Cette divergence de points de vue explique pourquoi le progrès technique, d'une façon générale, a toujours quelque peu effrayé l'ouvrier. Celui-ci est sûr de ses bras et de ses jambes : il se méfie de l'engrenage et a peur de l'explosif. Heureusement pour l'inventeur et l'exploitant, le progrès technique épargne les forces de l'homme — sinon ses nerfs. C'est pourquoi l'ouvrier finit toujours par l'adopter.

Les raisons d'abaisser le prix de revient sont plus impérieuses aujourd'hui que jamais : concurrence nationale et internationale, rapidité des transports, exigences de la clientèle, accroissement des salaires et avantages sociaux, alourdissement des taxes industrielles, qualification réduite de la main-d'œuvre.

(*) La présente note est publiée en même temps par la revue P.A.C.T.

Il est intéressant de rechercher, par l'étude de quelques cas particuliers, dans quelle mesure la mécanisation réduit le coût de la substance extraite et quelle est, d'autre part, son incidence sur la sécurité.

PRODUCTIVITE

Qu'est-ce que mécaniser? C'est substituer la machine à l'homme en vue d'augmenter la productivité de l'entreprise.

La productivité : nouveau mot très à la mode, que l'on trouve sous toutes les plumes et dans toutes les bouches. Pourquoi n'avoir pas continué à parler de rendement, notion classique et simple qui exprime la quantité de matière produite par journée de travail d'un ouvrier? Cette notion disait bien qu'il y avait intérêt à accroître le volume de la production pour une main-d'œuvre donnée, ou à réduire la main-d'œuvre pour une production donnée : dans les deux cas, elle qualifiait suffisamment, semble-t-il, les méthodes suivies en vue d'abaisser le prix de revient, objectif premier de toute entreprise.

Et pourtant elle ne suffit plus. Tel objet peut être fabriqué aujourd'hui avec un rendement supérieur à celui de 1935, alors que l'usine qui le fabrique se prépare à fermer ses portes, soit qu'un concurrent étranger parvienne à offrir sur le marché le même objet à un prix moindre, soit que le goût de l' amateur se soit modifié.

Or, le progrès technique, qui marche à une cadence accélérée un peu partout dans le monde, a précisément pour effets de perfectionner les moyens de transport tout en augmentant leur rapidité et de créer des besoins chez le consommateur tout en le rendant plus exigeant.

Il faut donc aujourd'hui réunir dans une même formule : le volume de la production, le temps consacré à la production, sa qualité, son prix de revient et son écoulement. Toutes ces notions sont couvertes, ou devraient l'être, par le vocable « productivité », que nous traduirions volontiers : le *débit économique d'un produit*, chacun des termes étant pris dans son acception la plus complète.

Il apparaît immédiatement que le chef d'entreprise ne sera pas, dans tous les cas, seul responsable de sa productivité. Si c'est à lui qu'il appartient de mécaniser son extraction (ou sa fabrication) pour agir sur le facteur « débit », ce n'est pas de lui seul que dépendra l'« économie » de ce débit. Il est certes responsable du choix de son personnel, en qualité et en quantité, mais non pas des appointements et salaires, lesquels sont fixés par la loi ou l'usage. De lui dépend dans une certaine mesure l'importance de sa clientèle — qualité du produit, organisation commerciale — mais souvent aussi, et parfois bien davantage, de la politique gouvernementale de son pays et des pays concurrents, des entraves apportées à la liberté du commerce par les restrictions douanières, par la non-convertibilité des devises, etc.

Un exemple permettra d'illustrer la différence essentielle qui existe entre d'une part la productivité interne d'une entreprise, dont tous les facteurs, hormis peut-être les salaires, sont dans les mains de

l'industriel, et d'autre part la productivité finale, dont les facteurs complémentaires échappent à celui-ci. Tel exploitant a procédé à la mécanisation rationnelle de ses moyens d'abattage et de transport tout en concentrant au maximum les chantiers de production. Le produit vendable présente toutes les qualités requises par le consommateur et il y a demande sur le marché. Il suffit que le Gouvernement, pour une raison ou pour une autre, limite le prix de vente de ce produit ou en permette l'importation pour que tout l'effort de l'industriel soit compromis, sinon anéanti. La productivité interne était excellente, la productivité finale est quelconque ou nulle.

Sans vouloir pousser plus loin l'étude des facteurs de la productivité — ce qui pourrait prendre un volume — bornons-nous à conclure *qu'il ne faut pas confondre rendement et productivité* et que, lorsqu'on parle productivité dans un secteur déterminé, il faut être très prudent dans les comparaisons d'entreprise à entreprise, de bassin à bassin, de pays à pays.

Par exemple, la comparaison des rendements des mines de charbon du Hainaut avec celles de la Campine, des mines du bassin de Liège avec celles du bassin d'Aix-la-Chapelle, ne peut suffire, à elle seule, à affirmer que la productivité de l'un ou l'autre de ces bassins est supérieure à telle autre. A cet égard, les mesures que prendra dans l'avenir la Haute Autorité de la C.E.C.A. pourraient être de nature à modifier des opinions ou des situations justifiées jusqu'à présent.

Puisque nous nous bornons ici à l'examen du facteur « mécanisation », disons tout de suite que le slogan « Mécanisation à outrance » n'est pas vrai systématiquement. Que servirait de mécaniser davantage l'extraction, le transport et le débitage du marbre alors que l'acheteur fait de plus en plus défaut? Que servirait d'abattre à l'explosif de grandes quantités de charbon sans avoir au préalable adopté des moyens d'évacuation rapide dans la mine? Que servirait d'investir des millions dans un charbonnage dont les mois sont comptés?

MECANISATION

Nous observerons particulièrement ici le secteur des carrières, trop souvent laissé dans l'ombre et sans doute bien à tort. Les carrières constituent, après la houille, la seconde richesse naturelle de la Belgique et l'on peut être assuré que leur longévité sera bien supérieure à celle de nos charbonnages. On construira ou l'on reconstruira des routes et des habitations à l'époque où l'atome aura dépassé le charbon, époque que connaîtront nos enfants. Dès maintenant, la vente des produits des carrières, dont la gamme est très étendue, correspond au 1/7 de la valeur globale de vente des industries extractives du pays. Cette proportion et ces perspectives méritent bien quelque attention, et de notre part et de celle des exploitants.

Avant de mécaniser, l'exploitant d'une carrière observera d'abord le marché. Si les perspectives sont bonnes, il étudiera son gisement pour en supputer les réserves et leur qualité. Les frais de cette pros-

pection n'entreront pas en ligne de compte, car les capitaux que requiert une mécanisation sont très importants.

Supposons que la mécanisation soit décidée et qu'il s'agisse de pierre dure, telle que calcaire ou grès. La première phase, celle de l'abattage, est la plus facile à réaliser et la plus économique. On utilisera l'explosif en grandes quantités, réparties dans plusieurs fourneaux de grande profondeur, convenablement espacés eu égard à la nature du gisement : c'est le tir en masse, dont la technique est aujourd'hui suffisamment au point pour permettre des consommations d'explosif de 75 g. de 60 g ou même moins par tonne de pierre abattue, y compris le tir secondaire nécessaire à la fragmentation des gros blocs résultant du tir primaire.

Car il ne suffit pas d'abattre : il faut évacuer les produits jusqu'au concasseur et au delà. C'est ici que les grosses dépenses vont se présenter : achat de scrapers ou de pelles mécaniques, de véhicules de transport, de concasseurs primaires. Tous ces engins sont très coûteux, exigent un personnel qualifié et donnent lieu à des frais d'entretien considérables à cause de leur fonctionnement forcément brutal.

Leur amortissement va donc peser sur le prix de revient. Il est vrai que c'est ici que l'on réalisera les plus grandes économies de main-d'œuvre. Encore faut-il ne pas perdre de vue que la suppression du ramassage à la main des produits abattus entraînera la suppression du triage, lequel permettait d'éliminer les terres et autres impuretés, et celle du calibrage des morceaux, déterminé suivant l'orifice d'alimentation du concasseur de débit normal.

On peut néanmoins prévenir le premier de ces inconvénients en découvrant soigneusement et largement le gisement avant l'abattage ou y remédier en lavant les produits du concassage primaire au moment du criblage.

Enfin, l'extraction à ciel ouvert étant tributaire, chez nous particulièrement, des conditions atmosphériques, il sera prudent d'envisager le stockage des produits abattus, en amont du concasseur primaire, de même qu'en prévision d'une panne à ce dernier il conviendra de conditionner largement le parc des produits finis.

Cette énumération sommaire des facteurs à retenir dans l'avant-projet d'une carrière suffit à montrer que le slogan « Mécanisation à outrance » est fallacieux, comme tous les slogans, et qu'il faut au contraire étudier une telle opération, non pas sous l'angle du rendement seul, mais sous l'angle de la productivité de l'entreprise : volume, temps, qualité, prix de revient, écoulement, c'est-à-dire débit économique.

Nos maîtres de carrières le savent généralement et s'il en est qui ont réalisé de magnifiques transformations, spectaculaires autant que profitables, il en est d'autres qui se sont sagement bornés à une semi-mécanisation, compatible avec les données du marché ou la situation topographique de leur carrière, et il en est même qui ont dû renoncer à toute innovation dans ce domaine.

A. Calcaire.

Premier exemple.

Le gisement est constitué par des bancs horizontaux de calcaire compact, au nombre de 30, s'élevant sur 70 m de hauteur. La composition de ces bancs, qui renferment un peu de silice ou de magnésie, est variable. Or, la chaux issue de ce calcaire doit, pour l'usage qui lui est réservé, être extra-fine et contenir au maximum 1,5 % de MgO, sans renfermer de nodules siliceux. Il faut donc abattre la roche banc par banc, ou à peu près, pour opérer un tri et ne procéder que par petites mines. La consommation spécifique d'explosifs est élevée : 200 g par tonne. Le transport de la carrière aux silos de chargement se fait par homme, les distances étant courtes. Bien que l'extraction soit de l'ordre de 350 tonnes par jour, il ne peut être question, pour l'instant, d'abattage en masse dans cette carrière.

Deuxième exemple.

Le gisement est constitué par des bancs horizontaux de calcaire tendre, friables et affectés de failles et de dérangements. La partie supérieure du front, qui a 45 m de hauteur moyenne, renferme assez bien de terres. L'abattage se fait par mines doudelées à la poudre noire et doit être suivi d'un triage sérieux en vue de dégager la pierre qui doit être cuite dans des fours à chaux. La consommation spécifique d'explosifs est de 110 grammes.

Le tir en masse, déjà tenté, avait pour effet de donner 30 à 40 % de 0-10 inutilisable et d'ébranler le rocher, paraît-il, sur une certaine profondeur derrière les éboulis, ce qui compromettait le tir suivant.

D'autre part, la situation topographique de l'exploitation avait nécessité, depuis longtemps, l'établissement d'un trainage par câble de 1.000 m, avec parcours souterrain, qui amenait les produits soit au pied du terri, soit au niveau de chargement des fours.

Cette carrière, déjà partiellement mécanisée, ne permet pas, pour le moment, une mécanisation plus poussée.

Sa production est du même ordre de grandeur que dans le cas précédent. Le prix de revient de la roche abattue et transportée est inférieur de 14 % à celui du premier exemple, la différence étant à l'actif du forage et de la consommation d'explosif.

Troisième exemple.

Le gisement est constitué par des bancs de calcaire dur, assez massifs et par endroits magnésifères. L'abattage se fait par mines doudelées à la poudre noire et n'est que rarement suivi d'un triage. Les fours à chaux, qui absorbent pratiquement toute la production, sont distants de 1 km des fronts. Le transport se fait par rames de 18 wagons de 1 tonne, chargés à la main et tirés par locomotives à trolley. La consommation d'explosif est de 240 grammes à la tonne, dont 75 pour le tir secondaire.

Avec une production double de celles des deux cas précédents, le prix de revient de la roche abattue et transportée est supérieur de 12 % à celui du premier exemple, la différence étant imputable à la consommation d'explosif et au transport.

Une telle exploitation devrait connaître le tir en masse, le ramassage à la pelle et le transport par véhicules sur pneus.

B. Grès.

Nous comparons deux exploitations produisant presque exclusivement des concassés. L'une extrait journalièrement 500 tonnes, l'autre 600 tonnes.

Des deux côtés, le prix de revient de l'abattage, du triage et du chargement à la main est de l'ordre de 20 F par tonne, charges sociales non comprises. Le triage intervient pour une part importante, à cause des schistes et des terres abattus avec le grès à certains fronts et eu égard à la qualité requise pour les concassés.

Dans l'une des carrières, qui est située dans une vallée étroite où passent une rivière, une route et un chemin de fer, le transport des produits vers le concasseur est tributaire d'installations anciennes : traînages et plans inclinés automoteurs, qu'il serait difficile sinon impossible de modifier radicalement. Le coût du transport se chiffre par 8,30 F à la tonne.

Dans l'autre carrière, où la situation topographique a permis de remplacer tous les plans inclinés par des chemins, le transport est effectué par des camions à essence, les uns basculants, les autres à bacs détachables. Le coût du transport, pour une distance équivalente, n'est plus que de 5,80 F par tonne.

La seule mécanisation du transport a permis de réaliser une économie non négligeable.

C. Sable.

Premier exemple.

Le gisement est constitué par du sable à 99 % de silice, renfermant çà et là des silex. Après l'enlèvement d'une couverture de 2,5 à 4 m de terre à galets plantée de bouleaux, enlèvement que l'on effectue à l'aide d'un grappin de 500 litres qui déverse ses prises sur une courroie transporteuse de 100 m de longueur, la hauteur du front d'exploitation est de 15 mètres.

Le talus est attaqué au pied par un grappin de 750 litres actionné par un moteur à gas-oil de 56 CV. La hauteur d'attaque est de 3 mètres. Ensuite, le sable est pris en remontant, jusqu'à la crête, par des hommes armés de pioches. Il s'éboule par paquets de faible volume, à cause de la présence des silex.

Le sable éboulé est chargé sur des sauterelles, puis criblé et ensuite déversé dans des wagons de la Société Nationale. Ceux-ci sont évacués par une petite locomotive à vapeur.

Avant la mécanisation de l'abattage, il fallait 25 hommes pour réaliser une extraction de 500 tonnes/jour, sans compter le personnel de la découverte ni celui de l'atelier, de la locomotive et des déblais.

Aujourd'hui, la même extraction ne demande plus que 6 hommes, l'autre personnel restant constant. Le gain de main-d'œuvre se chiffre donc par $19 \times 33 \text{ F} \times 275 \text{ jours} = 172.425 \text{ F}$ par an. Cette somme couvre largement les frais d'acquisition, de conduite et d'entretien d'un grappin qui ne doit pas

être amorti en peu d'années, comme c'est le cas dans les carrières de pierre dure.

Deuxième exemple.

Le sable se présente suivant un front très développé, de plusieurs centaines de mètres de longueur, de 40° en moyenne d'inclinaison et de 35 mètres de hauteur.

Généralement, les six premiers mètres du bas contiennent du sable à gros grains durs, à 99 % de silice, utilisé dans les scieries de marbre. Viennent ensuite, en remontant, du sable à silex, du sable à 90 % de silice et du sable gras contenant 20 % d'alumine, ces teneurs n'étant pas absolues.

Ce dernier est utilisé en fonderie, le précédent en maçonnerie et le sable à silex entrera dans la fabrication du béton, pour autant qu'il renferme moins de 5 % de matières étrangères. Le silex est pratiquement perdu et stocké.

Si la demande de ces différentes qualités était assurée de façon régulière, on pourrait diviser le front en trois gradins sur lesquels circuleraient des draglines.

Tel n'est pas le cas. Il faut tantôt tel sable, tantôt tel autre, tantôt tel mélange.

L'extraction se fait soit à la pelle à bras, soit à la herse mécanique.

Le premier système, bien connu, consiste à remonter le talus sur du sable que l'on abat soi-même à l'aide d'une pelle à long manche. Ce procédé peut comporter certains risques; nous en parlerons plus loin. Il permet à sept hommes d'abattre, par heure, 100 tonnes de sable d'une qualité déterminée : maçonnerie, béton ou autre. Le sable est ensuite ramassé au pied du talus, par une pelle ou tout autre engin.

Le deuxième système va permettre d'abattre, avec un personnel sensiblement réduit, 300 à 1.000 tonnes par heure, suivant que l'on désire du sable d'une qualité déterminée, situé dans tel lit du front, ou du sable en mélange, provenant de deux ou trois lits.

Ce système nécessite essentiellement : au pied du talus, un treuil à deux tambours, avec moteur de 40 CV, capable d'un effort de traction de 2 tonnes, l'ensemble étant fixé sur un wagon lesté; au sommet du talus, une potence avec poulie, déplaçable parallèlement au front dans un sens ou dans l'autre au moyen de treuils à bras; sur le talus même, une herse attachée à un câble sans fin s'enroulant d'une part sur la poulie de la potence et d'autre part sur les tambours du treuil mécanique. La rotation de ces tambours, dans un sens ou dans l'autre, permet de déplacer la herse sur tout ou partie du talus de sable.

Lorsqu'elle remonte, ses dents sont en l'air; lorsqu'elle descend, elle se retourne et les dents mordent le sable. Celui-ci glisse et s'accumule au pied du front où il ne reste qu'à le ramasser.

Le déplacement de la potence ne doit pas être synchronisé avec l'avancement du treuil à tambours; celui-ci peut avancer de plusieurs mètres pour une position donnée de la potence, le câble de la herse balayant progressivement le talus en éventail.

En régime, l'opération nécessite 1 homme au treuil à tambours et, au moment du déplacement de

la potence — soit pendant 2 heures pour un déplacement de 15 mètres — 2 hommes à chaque treuil à bras.

Le gain de main-d'œuvre à la tonne extraite est donc considérable.

Quant au chargement du sable au pied du front, il est identique pour les deux modes d'abattage. Il est effectué par une drague-trommel dont les godets, d'une capacité de 90 litres, peuvent mordre le talus de sable sur 6 mètres de hauteur. En régime, l'engin peut charger 150 m³/heure. Il consomme 40 litres de mazout par poste de 8 heures et occupe 2 hommes: un mécanicien et un doseur-surveillant (fig. 1).



Fig. 1.

Troisième exemple.

Le front de sable kaolinique a 20 m de hauteur. Il est coupé en deux par une banquette de quelques mètres de largeur.

Le sable renferme 10 % de kaolin (2 SiO₂, 2 H₂O, Al₂O₃), soit 4,5 % d'alumine, et il est à la fois compact et homogène. Les essais d'abattage à l'explosif sont encourageants.

Au pied d'un gradin de 70° d'inclinaison, on fore à la tarière un trou horizontal de 1,50 à 2,50 m de longueur, dans lequel on introduit 300 à 500 grammes d'explosif brisant. Le sable est ébranlé par le tir et s'éboule. Généralement, l'inclinaison du front après le tir reste semblable à ce qu'elle était avant le tir et l'on peut poursuivre les opérations. Il arrive que, par suite d'une hétérogénéité locale, le sable ébranlé ne se détache qu'avec un certain retard, parfois même lors du tir suivant, laissant entretemps un surplomb qui entrave les opérations ultérieures. Les quantités ébouleées vont de 70 à 200 tonnes par tir. En moyenne, on table sur une consommation de 5 à 10 grammes par tonne de sable abattu.

L'enlèvement du sable s'effectue à l'aide d'une pelle mécanique capable de 300 tonnes par jour. Les camions chargés empruntent pour sortir de l'excavation un chemin montant qui remplace d'anciens plans inclinés.

Le sable kaolinique est décanté plusieurs fois en vue de l'isolement du kaolin. La séparation des deux éléments est due plus à la différence de grosseur des grains (0,1 mm pour le sable et 0,001 mm pour le kaolin) qu'à la différence des densités (2,55 pour

le sable et 2,65 pour le kaolin). Les exigences des utilisateurs de kaolin : céramique, papeterie et caoutchouc synthétique, sont de plus en plus sévères. Aussi essaye-t-on aujourd'hui d'éliminer du kaolin le mica qu'il contient. Le lait kaolinique passe dans des tamis vibrants à mailles de 0,07 mm de côté. Le rendement est de 300 kg de mica pour 8 tonnes de kaolin traitées.

L'ancien système d'abattage et le chargement sur wagonnets au pied du front requérait cinq hommes pour une extraction de 100 tonnes par jour. La pelle actuelle charge 300 tonnes par jour avec un mécanicien et moyennant 2 heures de travail d'un mineur. L'économie est évidente.

D. Craie.

Premier exemple.

Le gisement de craie est homogène et sans silex. L'exploitation se fait à l'aide d'un excavateur à godets qui se déplace sur une banquette de 500 m de longueur, extrayant la craie à 25 m de profondeur, dans la nappe aquifère, suivant un talus de 50° (fig. 2).

L'élinde ou bras métallique supportant la chaîne à godets peut non seulement pivoter autour d'un axe horizontal pour se relever ou s'abaisser, mais aussi avancer avec tout son mécanisme sur une distance de 3 mètres, perpendiculairement à la direction de la banquette.

Ce dernier mouvement — système tout nouveau — permet d'avancer le long de la banquette par

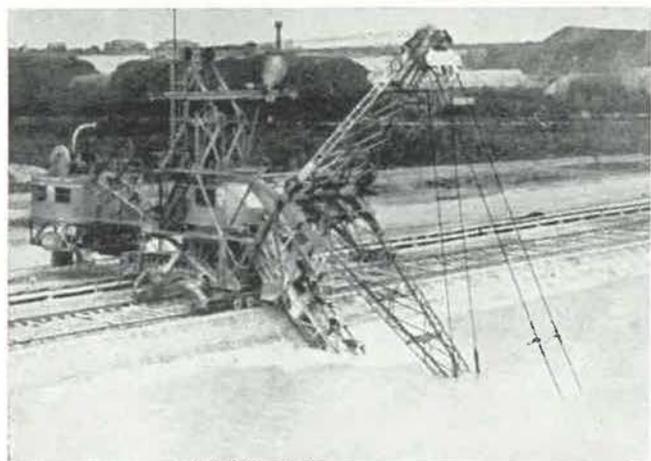


Fig. 2.

brèches de 3 m. Chaque brèche est ouverte progressivement par les godets de l'élinde qui mordent chaque fois 10 cm de craie, de bas en haut du talus avec une régularité quasi géométrique, ce qui assure un débit régulier et homogène. L'épaisseur des petites tranches est déterminée par la résistance de la matière.

L'excavateur tout entier, y compris son contre-poids de 32 tonnes, pèse 200 tonnes et repose sur trois rails espacés successivement de 0,9 et de 4,55 mètres. Les deux premiers supportent deux boggies à quatre essieux, le troisième un monorail à huit roues. Sa vitesse de translation est de 80 cm/min.

L'énergie électrique est amenée par un câble souple qui suit le déplacement de l'engin en s'enroulant ou se déroulant sur un tambour. La tension du courant est de 6.600 volts; elle est abaissée, dans une cabine de 325 kVA, à 500 volts pour les moteurs, à 220 pour l'éclairage permanent et à 24 pour l'éclairage portatif.

Les puissances des moteurs sont respectivement de 160 CV pour la commande de la chaîne à godets, de 20 CV pour le déplacement ou pour l'inclinaison de l'élinde, de 15 CV pour les tambours moteurs des rubans qui évacuent la craie des godets et de 7 CV pour la translation.

Un émetteur-récepteur à ondes courtes met en relation avec l'usine le conducteur de la machine, dans une cabine renfermant tous les appareils de commande et de contrôle.

Au fur et à mesure que l'excavateur avance, par brèches de 3 m, le long de la banquette, on procède à l'arrière au ripage des voies et du ruban transporteur, de façon que l'excavateur puisse, arrivé au bout des 500 m de la banquette, retourner à sa base de départ et recommencer immédiatement son travail (fig. 3).

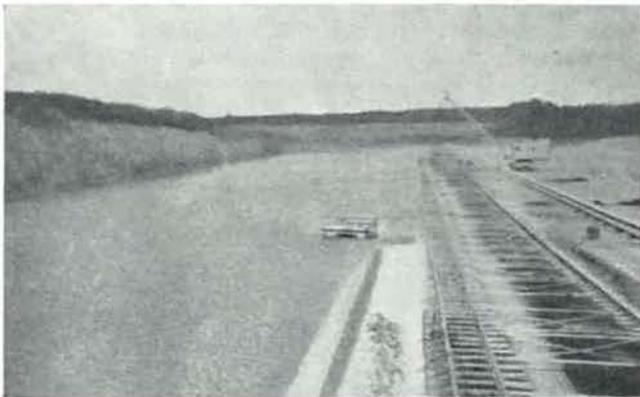


Fig. 3.

Le ruban transporteur, qui est ripé en même temps que les rails, est parallèle à ceux-ci et à la longueur du front à découper, soit 500 mètres. Il reçoit la craie des rubans de l'excavateur et la déverse, à une extrémité de la banquette, dans un second transporteur à ruban, fixe celui-ci, et qui achemine les produits jusqu'à l'usine qui les traite.

Chacun des transporteurs doit évidemment être capable du même débit que celui de l'excavateur, soit 150 m³/heure. Ce sont des courroies sans fin de 76 cm de largeur, en caoutchouc naturel et en forme d'auge de 20° d'angle. Elles sont mues par un moteur de 60 CV avec accouplement hydraulique et tambour de 1 m de diamètre recouvert de plaques en ferodo. Leur vitesse de translation est de 1,75 m/seconde. Divers contacteurs déclenchent l'installation lors de déplacements latéraux aux tambours de tête ou de pied, lors de déchirures partielles de la courroie ou lors du glissement de la courroie sur le tambour de commande. La tension des rubans est assurée automatiquement par un contrepoids de 2 tonnes.

La longueur totale des deux transporteurs est de 1.150 mètres. Leur durée est estimée à cinq ans, eu égard à la qualité physique de la craie extraite; celle-ci se présente, en effet, en petits morceaux qui ne blessent pas le caoutchouc en tombant des trémies.

Ce point est très important et justifie le souci de l'exploitant de rechercher le type de dent ou de couteau optimum à adapter aux godets de l'excavateur pour fragmenter le plus possible les blocs de craie qui pourraient se détacher du front en trop gros morceaux.

S'il arrive qu'une motte de craie trop grosse pique la bande, la blessure est aussitôt vulcanisée. D'autre part, la courroie est toujours très propre à cause de l'eau accompagnant la craie qui provient de la nappe aquifère.

Le prix de telles courroies est de l'ordre de 1.000 francs par mètre courant, tandis que le coût de l'excavateur est de quelque 10 millions. Mais le personnel de la carrière, où l'on extrait en deux postes, ne se monte qu'à huit ouvriers au total, alors que précédemment, quand on extrayait au-dessus de la nappe aquifère, au moyen de scrapers ou de bulldozers, le personnel était de vingt hommes pour la même production de 2.000 tonnes par jour. Le transport, à cette époque, se faisait par wagonnets de la carrière à l'usine.

En résumé, l'exploitation en grand au moyen d'engins ultra-modernes a permis de réduire d'un tiers environ le prix de revient de la matière extraite, non seulement par un gain de douze hommes sur un total de vingt, mais en outre par la diminution des frais d'entretien des engins utilisés.

Deuxième exemple.

Le gisement de craie n'est pas homogène, mais il n'est pas noyé. Il se présente, sur 1.400 m de longueur et 60 à 80 m de hauteur, en plusieurs bancs faiblement inclinés sur l'horizontale et de qualités différentes : 90 ou 95 % de CaCO₃, présence ou absence de silice.

L'extraction ne peut donc être faite en masse, de haut en bas. Les bancs présentent du reste, çà et là, quelques fissures qui les rendraient impropres à l'abattage en masse.

On a donc divisé le front en trois panneaux indépendants. L'abattage s'y fait suivant les besoins de la cimenterie : tantôt une craie plus calcaireuse, tantôt une craie plus siliceuse est demandée. Il s'ensuit qu'il est fort difficile, à la carrière, de réaliser un même avancement à tous les étages.

La craie est entamée, à la base du front, par des scrapers. Quand la saignée atteint quelques décimètres, la matière en surplomb s'abat d'elle-même, laissant un front pratiquement vertical de 20 à 30 m. Elle est ensuite, soit enlevée par des pelles de 1,5 m³, soit poussée par des bulldozers jusqu'au bord de la banquette pour tomber finalement au niveau zéro où passe une voie collectrice principale sur laquelle circulent des wagonnets tirés par câble. La distance de la carrière à l'usine est de 1 km.

Ces modes d'abattage et d'évacuation au chantier ne sont pas définitifs; ils sont encore à leur premier stade. C'est ainsi que l'on envisage, pour fragmenter

les gros blocs de certains bancs sans l'aide d'explosif, l'essai d'un concasseur mobile qui accompagnerait la pelle. On a pu également fixer les limites inférieure et supérieure de rentabilité du bulldozer pour le déplacement de la craie abattue : 50 m et 75 m. La limite supérieure pour un scraper : 150 m. La durée de fonctionnement d'un bulldozer avant révision complète : 10.000 heures. La vie d'une pelle : 13 à 15 millions de tonnes de craie.

Quelles que soient ses imperfections, et en dépit du prix élevé des engins — plusieurs millions chacun — le procédé d'abattage ci-dessus permet d'extraire normalement 5.000 tonnes par jour, en deux postes occupant chacun sept hommes.

SECURITE

Il est assez fréquent d'entendre dire de bonne foi, au lendemain d'un accident : c'est le prix de la mécanisation, hélas!

Certes, tout progrès se paye en vies humaines, qu'il s'agisse d'automobile, d'explosif ou de machine-outil. Mais nous ne croyons pas que la mécanisation, considérée dans son ensemble et sur une période de temps assez longue, puisse être considérée comme synonyme de danger.

Dans les mines de houille, où la mécanisation des moyens d'abattage, de transport et de soutènement s'étend d'année en année, on ne peut pas dire que l'on assiste à une recrudescence corrélative du nombre de tués ou de blessés. Si l'on observe, dans tel ou tel secteur mécanisé de la mine, une légère augmentation du taux de risque, on est forcé de l'attribuer en fin de compte, au facteur humain. Là où celui-ci joue un rôle minime : si l'organisation du travail ou la situation du chantier de travail requiert un minimum d'attention de l'ouvrier ou si les dispositions réglementaires sont plus strictes, on constate que le taux de risque diminue.

Interrogeons les chiffres.

Parmi les causes d'accidents recensées depuis très longtemps par l'Administration des Mines, nous pointons, comme pouvant refléter l'influence de la mécanisation prise dans son acception la plus large, les rubriques suivantes :

- éboulements,
- transports,
- minage,

divers fond (emploi de machines et appareils mécaniques, électrocution, coups d'eau, etc.),

et nous indiquons, pour chacune de ces catégories, la moyenne de tués pour 10.000 ouvriers du fond et de la surface, calculée pour des séries de cinq années consécutives.

Ces chiffres ne comprennent pas les accidents dus à la translation ou aux éboulements dans les puits et cheminées, non plus que les accidents dus au grisou.

Si l'on examine ces données par colonne, on constate que c'est le minage qui fait le moins de victimes et que c'est l'éboulement qui en fait le plus. Or, les opérations de minage : manipulations, chargement, amorçage, bourrage et tir comportent sans aucun doute des causes de danger nombreuses et étalées dans le temps. Mais voilà : les dispositions réglementaires sont sévères et éprouvées, ce qui limite toute initiative intempestive de la part de l'opérateur. Le facteur humain joue fort peu, voire pas du tout.

On constate, en outre, que pendant la guerre la mortalité a atteint un taux anormal. Si l'on veut bien se rappeler que l'accident requiert la concomitance de deux causes : la cause première (explosif, machine en marche, pierre en équilibre instable) et la cause déterminante (imprudence, distraction, négligence, ignorance), on comprendra aisément que l'anomalie n'est qu'apparente : le temps de guerre s'accompagne naturellement d'une certaine déficience physique et morale et d'une proportion plus grande de mineurs occasionnels. Facteur humain.

Si l'on examine les chiffres par ligne, en éliminant les années 1940 à 1944, on observe une diminution du risque en minage et une tendance à l'augmentation en éboulements. En transport et divers fond, il y a diminution du risque au cours des quinze années qui ont précédé la guerre, puis augmentation après la guerre. Faut-il incriminer la mécanisation?

Si la réponse était affirmative, l'exploitant lui-même renoncerait à mécaniser, car les morts et les blessures et les indemnités de chômage grèvent son prix de revient. Cependant, on ne peut nier que les cadres ou étançons métalliques, que les convoyeurs de taille ou l'électricité ne constituent des sources supplémentaires d'accidents. Mais on doit ajouter qu'ils permettent une plus grande concentration, de grands avancements et une résistance plus efficace aux pressions de terrains.

D'aucuns reprochent à la concentration d'exposer un plus grand nombre d'hommes à un endroit donné d'une taille; on peut rétorquer que, indépendamment de la diminution du risque d'éboulements due aux grands avancements, la longueur totale des fronts est réduite et le rendement amélioré : le nombre d'hommes exposés est, tout compte fait, moins élevé.

Ce qui est vrai, c'est que la main-d'œuvre étrangère est de plus en plus nombreuse dans nos mines, depuis la guerre, et surtout dans les tailles. Cette

	Moyenne 1926-30	Moyenne 1935-39	Moyenne 1940-44	Moyenne 1949-53
Eboulements	3,33	4,25	7,07	4,99
Transports	1,96	1,37	1,78	1,45
Minage	0,34	0,21	0,28	0,18
Divers fond	0,65	0,58	1,32	0,72
	6,28	6,41	10,45	7,34

main-d'œuvre est rarement qualifiée; elle ne connaît pas les dangers du fond et n'a pas l'ouïe ni les yeux tendus vers les terrains dont l'équilibre risque à tout moment d'être rompu; elle n'a pas non plus l'agilité du mineur de race pour se garer de la pierre qui tombe ou du chariot qui déraile. Facteur humain encore une fois.

Quelques chiffres seront peut-être plus éloquentes pour convaincre ceux qui incriminent la mécanisation.

Intervention des appareils mécaniques d'abattage dans la production :

en 1927 : 81 %
 en 1938 : 99,7 %
 en 1952 : 99,9 %

Intervention des marteaux perforateurs dans le creusement des galeries :

en 1927 : 90,4 %
 en 1938 : 94,4 %
 en 1952 : 93,7 %

Soutènement métallique des tailles :

en 1947 : 204.700 étauçons
 en 1952 : 286.222 étauçons et 141.135 bèles

Revêtement des galeries de transport :

en 1939 : bois 47 %
 en 1952 : bois 8,8 %

Transport mécanique dans les tailles :

en 1927 : 25,4 % de la production
 en 1939 : 53,3 %
 en 1952 : 66,3 %

Transport mécanique dans les galeries :

en 1927 : 19,8 % de la production
 en 1939 : 63,7 %
 en 1952 : 92 %

Foudroyage correspondant à :

36,2 % de la production : en 1939
 62,9 % de la production : en 1952

Moteurs dans les travaux souterrains :

en 1939 : 158.730 kW installés
 en 1952 : 231.956 kW

Moteurs à la surface :

en 1939 : 447.384 kW installés
 en 1952 : 661.306 kW

Explosifs et détonateurs :

en 1938 :	dynamite	: 565.408 kg
	D.I.	: 1.852.958 kg
	P.N.	: 520 kg
	détonateurs	: 5.618.433 kg
en 1952 :	dynamite	: 946.595 kg
	D.I.	: 1.663.783 kg
	P.N.	: —
	détonateurs	: 5.681.520 kg

Le rapprochement de ces chiffres et de ceux des taux de risque dans la mine permet de penser, à bon droit, que la mécanisation ne tue pas.

Quelle est la situation dans les carrières ?

Il est difficile d'établir une relation statistique, comme dans les mines, entre le taux de risque et la mécanisation, car celle-ci n'a guère subi de modifications au cours des dernières décades. D'autre part, le personnel occupé étant beaucoup moins nombreux que dans les mines, il est plus difficile de comparer

des taux de risque au point de tirer des conclusions. C'est surtout après la guerre que les exploitants, aiguillonnés par la concurrence étrangère, ont senti qu'il devenait nécessaire de produire rapidement et économiquement des matériaux de qualité.

Dans les carrières mécanisées que nous avons passées en revue plus haut, on n'est pas arrivé à la constatation d'une diminution de la sécurité imputable à la mécanisation. Au contraire.

Le tir en masse a pour effet d'abattre en une fois, du haut en bas, les pierres que l'on abattait en des dizaines ou des centaines de fois sur plusieurs gradins. Il saute aux yeux que la sécurité ne peut qu'y gagner : au moment du tir, tout le personnel se trouve bien loin et à l'abri, par crainte; le peignage est fait sur toute l'étendue du front et est bien fait, car on n'a pu l'éviter; l'importance des éboulis fait que les chutes de pierres atteignent rarement l'ouvrier; les chutes d'un gradin étroit sur un autre ne sont plus possibles.

L'enlèvement des produits par pelles ou grappins met l'opérateur à l'abri des projections, voire d'éboulements localisés. Les transports par camions, par longs trains sur rails ou par convoyeurs à bandes sont l'occasion de bien moins d'accidents que les chargements à la main, la poussée manuelle des wagonnets ou les plans inclinés.

La conduite et l'entretien d'engins puissants tels que concasseurs primaires, scrapers ou excavateurs sont pratiquement exempts de danger : la commande se fait par leviers ou boutons-poussoirs, d'un siège confortable, et l'entretien ne peut se faire qu'à l'arrêt. Les arbres de transmission, les courroies et les engrenages sont loin du conducteur et bien protégés.

Enfin, et par-dessus tous ces détails, la mécanisation réduit la main-d'œuvre et, par conséquent, moins d'hommes sont exposés aux dangers inhérents à l'extraction.

Il est cependant, parmi les procédés rencontrés, deux opérations qui, à première vue, ne sont pas sans danger. La première consiste à abattre du sable à la pioche sur un front de 20 m de longueur, en remontant un talus de 40° d'inclinaison et de 35 m de hauteur. En fait, les opérateurs ont le front devant eux et plus haut qu'eux et ils progressent sur le sable qu'ils viennent d'abattre. A première vue, ce procédé semble devoir être condamné. Cependant, les carrières où nous l'avons rencontré le pratiquent depuis de nombreuses années sans avoir connu le moindre accident. L'une des raisons est que le sable, sans être gras, est mélangé à du silex qui le rend plus cohérent. Une autre raison est que l'avancement du front est régulier, à une cadence qui ne donne pas le temps au sable de s'effriter pour prendre son talus naturel. Enfin, l'opération d'abattage se fait rapidement, de bas en haut, sans interruption. Les avances rapides constituent, dans les roches meubles comme dans le charbon, un facteur de sécurité.

La seconde opération est le tir en sable kaolinique.

Dans l'exemple du sable kaolinique, nous avons vu que le tir peut laisser subsister, en surplomb, un pan de front ayant résisté à l'ébranlement. Le cas se présente lorsque le sable est localement

hétérogène. Il n'échappe à personne que, sinon les opérations de ramassage qui se font à la pelle, celles de forage et de chargement des mines suivantes sont dangereuses. C'est dans de tels cas que l'on augmente la longueur de la charge des fourneaux. On a essayé de forer des trous subverticaux à partir du sommet du gradin, à peu près parallèles à l'inclinaison du front, mais on s'est heurté à la friabilité de la matière, laquelle remplissait partiellement le trou.

Quoi qu'il en soit, il doit être interdit de laisser travailler du personnel en-dessous de pans de sable en surplomb.

FACTEUR HUMAIN

A côté de la cause première (explosif, machine en marche, pierre en équilibre instable), la cause déterminante d'un accident est, presque toujours, l'imprudence, la distraction, la négligence ou l'ignorance de quelqu'un. Pour convaincre ceux qui l'admettent difficilement, il manque des statistiques. Espérons que, d'ici quelques années, le dépouillement des *fiches d'accidents* apportera d'utiles renseignements.

Ces causes déterminantes tiennent, chez l'individu :

- 1) au tempérament. — Le lymphatique ne se comportera pas comme le bilieux ou le colérique.
- 2) au caractère. — L'homme consciencieux respectera les consignes, tandis que l'astucieux cherchera à les transgresser. Le distrait ne verra pas ce que l'attentif aurait perçu.
- 3) au degré d'intelligence et à la connaissance. — Connaître le métier et par conséquent ses dangers est capital. Mais les fruits de l'apprentissage dépendront du degré d'intelligence.
- 4) à l'état de santé et au milieu familial. — L'homme bien portant et heureux chez soi entamera sa tâche avec bonne humeur et sans préoccupations.

Tempérament, caractère et degré d'intelligence sont des données de l'individu. On n'y peut rien changer — ou guère. Mais on peut les déceler lors de l'embauchage. C'est pourquoi l'on ne peut qu'encourager les méthodes dites anthropotechniques, qui ont pour but de découvrir, au moyen de tests, le métier qui convient le mieux à l'homme qui cherche du travail. Tel abatteur médiocre aurait pu faire un bon recarreur. Tel pulmonique n'aurait jamais dû être exposé aux intempéries ni aux gaz. A chaque individu correspond un climat qu'il faut

essayer de découvrir. Il ne faut pas demander à un figuier de donner des figues en Belgique. Si on le plante en serre, il en donnera ; mais elles ne seront pas bonnes.

Les autres éléments du facteur humain appartiennent surtout aux autorités, patronales et autres, intéressées à l'emploi.

Connaissance du métier. Elle ne s'acquiert qu'à la longue et peut même nécessiter l'écolage. Nous ne parlerons pas ici des difficultés, financières et autres, de ces écoles pour mineurs ou pour carriers. Nous voulons seulement souligner que la sécurité de l'ouvrier est liée, pour une large part, dans le cas de métiers difficiles ou délicats, à la qualité de l'enseignement théorique et pratique des écoles d'apprentissage. A ce propos, il est hors de doute que l'ignorance et l'inaptitude de la plupart des ouvriers étrangers, très nombreux, dont nos mines de houille ont eu besoin après la guerre sont à l'origine de beaucoup d'accidents. Ajoutons que la grande majorité d'entre eux viennent chez nous à titre temporaire et ne se soucient guère de retenir, voire de comprendre, les enseignements qui leur sont donnés.

Etat de santé et milieu familial sont souvent connexes. L'ouvrier n'aime guère rentrer dans un baraquement aux cloisons disjointes et aux dimensions exigües ; la femme ne s'y attache pas ; l'enfant s'en échappe avant d'en être chassé. Les répercussions physiques et morales de telles situations n'échappent à personne. Saint Thomas d'Aquin n'a-t-il pas écrit que la vertu ne va pas sans un minimum de confort ?

La coordination harmonieuse de tous ces éléments n'est pas chose aisée. Elle pose le problème, aussi important que délicat, des relations humaines.

Le chef et son subordonné doivent entretenir des rapports dépourvus de méfiance. L'un est aussi intéressé que l'autre à la bonne marche de l'entreprise et à la sécurité des conditions de travail. Certains mots d'ordre, qui ont pour but, sinon pour effet, de faire croire le contraire devraient être repoussés, d'où qu'ils viennent. Ils sont malsains et paralysants, générateurs de discussions, de conflits, d'énerverment et de désordre. Ni la liberté, ni la sécurité, ni la productivité n'y trouvent leur compte.

Réjouissons-nous de constater que quelques fortes personnalités du monde patronal et du monde ouvrier l'ont compris depuis longtemps et sont de plus en plus écoutés.

hétérogène. Il n'échappe à personne que, sinon les opérations de ramassage qui se font à la pelle, celles de forage et de chargement des mines suivantes sont dangereuses. C'est dans de tels cas que l'on augmente la longueur de la charge des fourneaux. On a essayé de forer des trous subverticaux à partir du sommet du gradin, à peu près parallèles à l'inclinaison du front, mais on s'est heurté à la friabilité de la matière, laquelle remplissait partiellement le trou.

Quoi qu'il en soit, il doit être interdit de laisser travailler du personnel en-dessous de pans de sable en surplomb.

FACTEUR HUMAIN

A côté de la cause première (explosif, machine en marche, pierre en équilibre instable), la cause déterminante d'un accident est, presque toujours, l'imprudence, la distraction, la négligence ou l'ignorance de quelqu'un. Pour convaincre ceux qui l'admettent difficilement, il manque des statistiques. Espérons que, d'ici quelques années, le dépouillement des *fiches d'accidents* apportera d'utiles renseignements.

Ces causes déterminantes tiennent, chez l'individu :

- 1) au tempérament. — Le lymphatique ne se comportera pas comme le bilieux ou le colérique.
- 2) au caractère. — L'homme consciencieux respectera les consignes, tandis que l'astucieux cherchera à les transgresser. Le distrait ne verra pas ce que l'attentif aurait perçu.
- 3) au degré d'intelligence et à la connaissance. — Connaître le métier et par conséquent ses dangers est capital. Mais les fruits de l'apprentissage dépendront du degré d'intelligence.
- 4) à l'état de santé et au milieu familial. — L'homme bien portant et heureux chez soi entamera sa tâche avec bonne humeur et sans préoccupations.

Tempérament, caractère et degré d'intelligence sont des données de l'individu. On n'y peut rien changer — ou guère. Mais on peut les déceler lors de l'embauchage. C'est pourquoi l'on ne peut qu'encourager les méthodes dites anthropotechniques, qui ont pour but de découvrir, au moyen de tests, le métier qui convient le mieux à l'homme qui cherche du travail. Tel abatteur médiocre aurait pu faire un bon recarreur. Tel pulmonique n'aurait jamais dû être exposé aux intempéries ni aux gaz. A chaque individu correspond un climat qu'il faut

essayer de découvrir. Il ne faut pas demander à un figuier de donner des figues en Belgique. Si on le plante en serre, il en donnera ; mais elles ne seront pas bonnes.

Les autres éléments du facteur humain appartiennent surtout aux autorités, patronales et autres, intéressées à l'emploi.

Connaissance du métier. Elle ne s'acquiert qu'à la longue et peut même nécessiter l'écolage. Nous ne parlerons pas ici des difficultés, financières et autres, de ces écoles pour mineurs ou pour carriers. Nous voulons seulement souligner que la sécurité de l'ouvrier est liée, pour une large part, dans le cas de métiers difficiles ou délicats, à la qualité de l'enseignement théorique et pratique des écoles d'apprentissage. A ce propos, il est hors de doute que l'ignorance et l'inaptitude de la plupart des ouvriers étrangers, très nombreux, dont nos mines de houille ont eu besoin après la guerre sont à l'origine de beaucoup d'accidents. Ajoutons que la grande majorité d'entre eux viennent chez nous à titre temporaire et ne se soucient guère de retenir, voire de comprendre, les enseignements qui leur sont donnés.

Etat de santé et milieu familial sont souvent connexes. L'ouvrier n'aime guère rentrer dans un baraquement aux cloisons disjointes et aux dimensions exigües ; la femme ne s'y attache pas ; l'enfant s'en échappe avant d'en être chassé. Les répercussions physiques et morales de telles situations n'échappent à personne. Saint Thomas d'Aquin n'a-t-il pas écrit que la vertu ne va pas sans un minimum de confort ?

La coordination harmonieuse de tous ces éléments n'est pas chose aisée. Elle pose le problème, aussi important que délicat, des relations humaines.

Le chef et son subordonné doivent entretenir des rapports dépourvus de méfiance. L'un est aussi intéressé que l'autre à la bonne marche de l'entreprise et à la sécurité des conditions de travail. Certains mots d'ordre, qui ont pour but, sinon pour effet, de faire croire le contraire devraient être repoussés, d'où qu'ils viennent. Ils sont malsains et paralysants, générateurs de discussions, de conflits, d'énerverment et de désordre. Ni la liberté, ni la sécurité, ni la productivité n'y trouvent leur compte.

Réjouissons-nous de constater que quelques fortes personnalités du monde patronal et du monde ouvrier l'ont compris depuis longtemps et sont de plus en plus écoutés.

Echelles stratigraphiques des gisements houillers de la Belgique et de régions voisines

COMPOSITION DE A. RENIER †

Sixième état mis à jour par MM. A. DELMER et J. M. GRAULICH

Une planche hors-texte

La Direction des Annales des Mines de Belgique se fait un plaisir d'encarter dans la présente livraison et d'offrir à ses lecteurs un exemplaire de la planche intitulée « Echelles stratigraphiques des gisements houillers de la Belgique et de régions voisines », que vient d'éditer le Service Géologique de Belgique.

Suivant l'expression de feu A. Renier, ce document est destiné à faire saisir, sous une forme simple et suggestive, le plus grand nombre de données sur la composition du terrain houiller dans un ensemble de lieux ou de régions. Par cinq fois déjà, Armand Renier a fait paraître pareil tableau synoptique, chacun de ceux-ci marquant un progrès sensible et des perfectionnements sur le précédent. Reprenant cette tradition, MM. A. Delmer et J. M. Graulich ont tenté un sixième état qui tient compte du progrès des études réalisées depuis une quinzaine d'années. En même temps, quelques améliorations ont été apportées au mode de représentation graphique.

De longs commentaires sont superflus pour les lecteurs des Annales. Si certains désiraient quelques justifications de tracés et raccords nouveaux, ils les trouveront dans une annexe de l'ouvrage *Prodrome d'une description géologique de la Belgique* que la Société Géologique de Belgique vient de faire paraître.

La plupart des états antérieurs ont été publiés à l'occasion d'événements marquants de notre industrie minière, tel le Premier Congrès de Stratigraphie Carbonifère tenu à Heerlen en juin 1927, telle encore l'Exposition Universelle organisée à Liège en 1930. Aujourd'hui, l'Administration des Mines désire s'associer à la manifestation organisée par la Société Géologique de Belgique en l'honneur d'un de ses membres les plus illustres, M. P. FOURMARIER.

Depuis cinquante ans, M. P. Fourmarier a été intimement mêlé à tous les progrès des études du Carbonifère de notre pays et ce seul aspect de son activité scientifique justifierait l'hommage de reconnaissance qui lui est rendu aujourd'hui. Les Annales des Mines de Belgique s'associent respectueu-

sement aux manifestations que commandent les sentiments de gratitude dus à un maître vénéré.

La Direction des Annales des Mines de Belgique.

Note : Les états antérieurs de ce tableau dû à A. Renier sont repris ci-dessous. Le lecteur y trouvera des commentaires encore d'actualité, non seulement sur le mode de représentation conventionnel adopté, mais encore sur la stratigraphie générale du terrain houiller de la Belgique.

Ainsi qu'il est dit plus haut, le présent état a été publié avec texte explicatif dans l'ouvrage *Prodrome d'une description géologique de la Belgique* édité par la Société Géologique de Belgique, 7, place du XX Août à Liège.

1. — Renier A. 1913. Les gisements houillers de la Belgique, chap. IV-V, pl. III (*Ann. des Mines de Belgique*, t. XVIII, pp. 755-779).
2. — Renier, A. 1922. Stratigraphie du Westphalien (*Congrès géol. intern. Livret-guide pour la XIII^{me} session*, Belgique, 1922. Livret C 4. Pl. IV).
3. — Renier, A. 1928. Un nouveau tableau synoptique des échelles stratigraphiques des bassins houillers de la Belgique (*Compte rendu du Congrès pour l'Avancement des Etudes de Stratigraphie carbonifère*, Heerlen, 1927, Liège, 1928, pp. 571-593, pl. XV).
4. — Renier, A. 1930. Considérations sur la stratigraphie du terrain houiller de la Belgique (*Mém. Musée royal d'Histoire nat. de Belgique*, Bruxelles, mém. n° 44, pl. A).
- 4 bis. Renier, A. 1930. Echelles stratigraphiques des bassins houillers de la Belgique et des régions voisines (*Ann. des Mines de Belgique*, tome XXXI, p. 1169, pl.).
5. — Renier, A. 1938. Nouvel essai de construction d'un tableau synoptique des échelles stratigraphiques des gisements houillers de Belgique, in Renier A., Stockmans F., Demanet F., Van Straelen V. ; Flore et faune houillères de la Belgique, p. 295. Planche hors-texte. Bruxelles, 1938).

L'utilisation des agents tensio-actifs dans l'industrie minière

Un premier Congrès Mondial de la Détergence et des Produits Tensio-actifs s'est tenu à Paris en Sorbonne les 30 et 31 août et les 1^{er} et 2 septembre 1954.

La 12^e section « Mines et Minerais » s'est réunie sous la présidence de Monsieur le Professeur A. Houberechts, Directeur de l'Institut d'Hygiène des Mines de Hasselt, et sous la direction de Monsieur C. Drouard, Inspecteur Général des Mines à Paris.

La séance consacrée à la flottation a été présidée par Monsieur le Professeur A.M. Gaudin, Massachusetts Institute of Technology, Cambridge, U.S.A.

Les Communications suivantes ont été présentées:

FLOTTATION

- n° 150 — Adsorption du laurate sur le sulfate de baryum, par A.M. Gaudin et J.C. Tournesac.
- n° 151 — Analogies et différences dans le comportement des agents tensio-actifs en détergence et en flottation des minerais, hydrophobie et hydrophilie, par V. Formanek.
- n° 152 — L'influence des électrolytes sur l'action et le rendement des agents moussants de flottation, par S.A. Wrobel.
- n° 153 — Structure et activité des constituants des huiles de pin de flottation, par L. Desalbres.
- n° 154 — L'enrichissement des minerais de tantalite et de niobium par la flottation, par S.A. Wrobel.
- n° 155 — Quelques aspects de la flottation aux acides gras, par A. Desnoes.
- n° 159 — L'addition de produits tensio-actifs à l'eau d'infusion en veine peut-elle améliorer l'abattage des poussières, par M. Landwehr.
- n° 160 — La lutte contre les poussières dans les mines au moyen d'agents mouillants, par A. Houberechts et G. Degueldre.
- n° 161 — Emploi de substances tensio-actives dans les pulvérisations et les brouillards d'eau pour l'abattage des poussières dans les chantiers miniers, par R. Kortschik.
- n° 162 — Pulvérisation à l'eau mouillante sur une station de chargement, par M.H. Sauzéat.
- n° 163 — Utilisation des produits tensio-actifs sous forme de mousse pour la lutte contre les poussières, par M.L. Foulon.
- n° 164 — Récapitulation de l'emploi des mouillants dans les mines, par A. Hill.
- n° 165 — Expériences acquises avec le procédé à la pâte de chlorure de calcium comme moyen de prévention contre les poussières, les explosions et les incendies dans les mines de houille, par M.E. Morhenn.
- n° 166 — La fixation des poussières déposées à l'aide de sels, par M. Landwehr.
- n° 167 — Choix d'un produit moussant et appareil producteur de mousse pour la lutte contre les poussières, par M.L. Foulon.
- n° 168 — Appareils de dosage de liquides mouillants, par E.P. Cherardi.
- n° 169 — Appareils de dosage et de distribution de produits tensio-actifs dans une canalisation d'eau sous pression, par A. Mussard.
- n° 170 — Action des produits mouillants en aérosols sur la silicose expérimentale, par H. Desoille et L. Derobert.

LUTTE CONTRE LES POUSSIÈRES

- n° 156 — Utilisation des produits tensio-actifs pour la fixation au sol des poussières et pour l'abattage des aérosols, par A.P. Avy.
- n° 157 — Essais de produits mouillants effectués aux Houillères du Bassin de Lorraine, par M.J. Chappellon.
- n° 158 — Utilisation d'agents mouillants dans la lutte contre les poussières dans les galeries hydro-électriques par le Service Prévention et Sécurité de l'Electricité de France.

A l'issue de ses travaux, et en conclusion des discussions, la 12^e Section a déposé son rapport comme suit :

La 12^e Section « Mines et Minerais » du 1^{er} Congrès Mondial de la Détergence

constate l'efficacité des tensio-actifs pour les applications suivantes dans le domaine de la lutte contre les poussières :

- arrosage des déblais pendant le chargement (marinage) ;

— consolidation des soles et fixation des poussières sur les parements et les couronnes,

constate que, dans le domaine de la flottation, le mécanisme des réactions mises en jeu par la collection des minéraux et ses modulations comporte encore bien des aspects inexpliqués et que cela tient, en particulier, à la complexité des phénomènes d'adsorption aux interfaces solide-liquide, solide-gaz et, pour une large part, à la mauvaise connaissance de la structure même de ces interfaces,

émet le vœu :

a) que les études permettant d'améliorer la connaissance de ces phénomènes essentiels pour la flottation, soient efficacement encouragées afin de faire passer la flottation du stade encore trop empirique où elle se trouve actuellement à un état qui permettra d'aborder plus rigoureusement les problèmes et sera encore plus productif de résultats tangibles ;

b) que la collaboration déjà instituée entre producteurs et utilisateurs devienne encore plus intime pour le choix judicieux des tensio-actifs destinés à des essais ou des applications en fonction des qualités particulières requises et pour une connaissance exacte de leurs propriétés essentielles, notamment leur fonction chimique et leur teneur en matière active ;

c) qu'en particulier, les producteurs de tensio-actifs définissent pour la lutte contre les poussières en général des produits ou des mélanges dont l'efficacité mouillante s'accompagne du pouvoir moussant le plus faible possible ;

d) que les essais comparatifs des rendements de l'eau ordinaire et des solutions tensio-actives pour l'élimination des poussières soient effectués de manière à réduire, sinon supprimer, l'influence de l'hétérogénéité des empoussièrages de l'atmosphère dans le temps et dans l'espace ;

e) que les mesures effectuées s'efforcent de distinguer les efficacités à l'égard des poussières de roche, d'une part, de charbon, d'autre part ;

f) que l'utilisation des tensio-actifs dans les marteaux perforateurs soit de préférence faite avec des outils à injection latérale ;

g) que les essais soient poursuivis pour étudier l'efficacité de tensio-actifs appropriés à l'infusion en veine à l'égard :

- des veines et charbons réfractaires ;
- de la diminution de la quantité d'eau et de la pression d'infusion pour un résultat donné ;
- de la rapidité de la saturation et de la permanence du résultat ;

h) qu'au cas où un tensio-actif serait employé pour la pulvérisation, les fabricants et les utilisateurs se soucient de construire et d'employer des appareils donnant pour les gouttelettes le diamètre optimum, compte tenu de la tension superficielle du liquide utilisé ;

i) que les essais tendant à préciser l'efficacité des diverses applications de la mousse pour l'élimination des poussières soient poursuivis dans la pratique ;

j) que les recherches et réalisations d'appareils doseurs de tensio-actifs donnant dans les canalisations, entre des limites pratiques à préciser de pression et de débit, des teneurs sensiblement constantes, soient encouragées ;

k) qu'avant de procéder à une utilisation susceptible de répandre dans l'atmosphère un produit tensio-actif, une expérimentation suffisamment prolongée ait établi l'innocuité absolue de celui-ci pour la peau, les conjonctives et surtout les poumons des travailleurs qui sont exposés en permanence ;

l) que les recherches médicales à cet effet soient encouragées.

A. HOUBERECHTS
Président

C. DROUARD
Directeur

STATISTIQUE

GOUVERNEMENT GENERAL DU CONGO BELGE

4° D.G./3° Dir.

SERVICE DES MINES

RAPPORT ANNUEL

L'Industrie Minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1953

par A. VAES,

Directeur-Chef de Service à la Direction des Mines.

SAMENVATTING

Huidig verslag is opgesteld volgens dezelfde regels als deze aangenomen voor de voorgaande jaren. Het herneemt de opsomming van de mijnontginningen en hun verspreiding over de verschillende provincies en geeft de uitgedolven hoeveelheden van de verschillende producten gedurende het jaar 1953. Een tabel laat toe de voortbrengst te vergelijken met deze van het voorgaande jaar. Diagramma's geven verder de vergelijking met de vroegere jaren.

De redenen van de variaties der voortbrengsten worden gedeeltelijk verklaard. Het valt aan te stippen dat de productie over het algemeen stijgt, namelijk voor wat betreft het kobalt, het mangaanerts, zinkerts, wolframerts, de steenkool, het koper, de diamanten van Lubilash, het tin van de gieterijen en het tantalocolumbiet.

De voortbrengst van goud en Kasai-diamant verloopt dalend. De verschijning van nieuwe producten als gekorrelt kobalt, electrolytisch zink, cadmium, bastnaësiet, bitumen, monaziet en beryllium valt eveneens te vermelden.

Voor de eerste maal geeft het verslag de gemiddelde index van het volume der voortbrengst en de index van de productiviteit in volume, vergezeld van diagramma's.

Het verslag vermeldt verder de koersen van de verschillende produkten gedurende het jaar 1953, met diagramma. De waarde van de voortbrengst der mijnen van Belgisch Congo gedurende 1953 overschrijdt deze van 1952 met meer dan 440 miljoen. Het koper komt voor de helft in dit bedrag tussen. Het stijgend belang van het zink valt eveneens te noteren. In Ruanda-Urundi is deze waarde met 7 miljoen gestegen.

Het verslag behelst verder beschouwingen en tabellen betreffende de arbeidskrachten, hun verspreiding en hun productiviteit. Tenslotte bevat het twee kaarten met de verspreiding van de uitgedolven producten en van de inlandse werkkrachten.

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 au cours de l'année 1953. 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 minerai de manganèse, le minerai de zinc, le minerai de wolfram, le charbon, le cuivre, les diamants du Lubilash, l'étain des fonderies et le tantalocolumbite. La production de l'or et des diamants du Kasai est en régression.

Il faut noter aussi l'apparition de nouveaux produits, tels le cobalt granulé, le zinc, le zinc électrolytique, le cadmium, la bastnaésite, les produits bitumineux, la monazite et le béryl.

Le rapport donne pour la première fois l'indice pondéré du volume de la production et l'indice de la productivité en volume, accompagnés de diagrammes.

Le rapport donne ensuite les cours des divers produits durant l'année 1953 et y joint un diagramme. La valeur de la production minière du Congo belge en 1953 est en augmentation de plus de 440 millions sur la production minière de 1952. Le cuivre intervient pour la moitié dans cette valeur ; à noter aussi l'importance grandissante du zinc. Au Ruanda-Urundi, cette valeur est en augmentation de 7 millions de francs.

Le rapport comporte des considérations et des tableaux relatifs à la main-d'œuvre, à sa répartition et à sa productivité. Enfin, il contient les deux cartes donnant la répartition des produits extraits et de la main-d'œuvre indigène.

TABLE DES MATIERES

	Pages
CHAPITRE I.	
I. — Nomenclature des expositions minières	829
II. — Répartition des exploitations minières par provinces et par substances	829
III. — Aperçu sur la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi	833
IV. — Evolution de la production des principaux minerais	834
V. — Volume pondéré de la production minière	837
VI. — Cours des métaux	838
VII. — Valeur de la production minière	839
- Valeur de la production minière du Congo Belge en 1953	840
- Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1953	841
VIII. — Situation des Exploitations	842
CHAPITRE II.	
IX. — Usines de traitement	843
CHAPITRE III.	
X. — Carrières	844
CHAPITRE IV.	
XI. — Explosifs	846
CHAPITRE V.	
XII. — Main d'œuvre - Situation	846
XIII. — Productivité de la main d'œuvre	848
XIV. — Variations de l'indice de la productivité en volume entre les années 1938 et 1953	851
XV. — Récapitulation	851

Echelles stratigraphiques des gisements houillers de la Belgique et de régions voisines

COMPOSITION DE A. RENIER †

Sixième état mis à jour par MM. A. DELMER et J. M. GRAULICH

Une planche hors-texte

La Direction des Annales des Mines de Belgique se fait un plaisir d'encarter dans la présente livraison et d'offrir à ses lecteurs un exemplaire de la planche intitulée « Echelles stratigraphiques des gisements houillers de la Belgique et de régions voisines », que vient d'éditer le Service Géologique de Belgique.

Suivant l'expression de feu A. Renier, ce document est destiné à faire saisir, sous une forme simple et suggestive, le plus grand nombre de données sur la composition du terrain houiller dans un ensemble de lieux ou de régions. Par cinq fois déjà, Armand Renier a fait paraître pareil tableau synoptique, chacun de ceux-ci marquant un progrès sensible et des perfectionnements sur le précédent. Reprenant cette tradition, MM. A. Delmer et J. M. Graulich ont tenté un sixième état qui tient compte du progrès des études réalisées depuis une quinzaine d'années. En même temps, quelques améliorations ont été apportées au mode de représentation graphique.

De longs commentaires sont superflus pour les lecteurs des Annales. Si certains désiraient quelques justifications de tracés et raccords nouveaux, ils les trouveront dans une annexe de l'ouvrage *Prodrome d'une description géologique de la Belgique* que la Société Géologique de Belgique vient de faire paraître.

La plupart des états antérieurs ont été publiés à l'occasion d'événements marquants de notre industrie minière, tel le Premier Congrès de Stratigraphie Carbonifère tenu à Heerlen en juin 1927, telle encore l'Exposition Universelle organisée à Liège en 1930. Aujourd'hui, l'Administration des Mines désire s'associer à la manifestation organisée par la Société Géologique de Belgique en l'honneur d'un de ses membres les plus illustres, M. P. FOURMARIER.

Depuis cinquante ans, M. P. Fourmarier a été intimement mêlé à tous les progrès des études du Carbonifère de notre pays et ce seul aspect de son activité scientifique justifierait l'hommage de reconnaissance qui lui est rendu aujourd'hui. Les Annales des Mines de Belgique s'associent respectueu-

sement aux manifestations que commandent les sentiments de gratitude dus à un maître vénéré.

La Direction des Annales des Mines de Belgique.

Note : Les états antérieurs de ce tableau dû à A. Renier sont repris ci-dessous. Le lecteur y trouvera des commentaires encore d'actualité, non seulement sur le mode de représentation conventionnel adopté, mais encore sur la stratigraphie générale du terrain houiller de la Belgique.

Ainsi qu'il est dit plus haut, le présent état a été publié avec texte explicatif dans l'ouvrage *Prodrome d'une description géologique de la Belgique* édité par la Société Géologique de Belgique, 7, place du XX Août à Liège.

1. — Renier A. 1913. Les gisements houillers de la Belgique, chap. IV-V, pl. III (*Ann. des Mines de Belgique*, t. XVIII, pp. 755-779).
2. — Renier, A. 1922. Stratigraphie du Westphalien (*Congrès géol. intern. Livret-guide pour la XIII^{me} session*, Belgique, 1922. Livret C 4. Pl. IV).
3. — Renier, A. 1928. Un nouveau tableau synoptique des échelles stratigraphiques des bassins houillers de la Belgique (*Compte rendu du Congrès pour l'Avancement des Etudes de Stratigraphie carbonifère*, Heerlen, 1927, Liège, 1928, pp. 571-593, pl. XV).
4. — Renier, A. 1930. Considérations sur la stratigraphie du terrain houiller de la Belgique (*Mém. Musée royal d'Histoire nat. de Belgique*, Bruxelles, mém. n° 44, pl. A).
- 4 bis. Renier, A. 1930. Echelles stratigraphiques des bassins houillers de la Belgique et des régions voisines (*Ann. des Mines de Belgique*, tome XXXI, p. 1169, pl.).
5. — Renier, A. 1938. Nouvel essai de construction d'un tableau synoptique des échelles stratigraphiques des gisements houillers de Belgique, in Renier A., Stockmans F., Demanet F., Van Straelen V. ; Flore et faune houillères de la Belgique, p. 295. Planche hors-texte. Bruxelles, 1938).

STATISTIQUE

GOUVERNEMENT GENERAL DU CONGO BELGE

4° D.G./3° Dir.

SERVICE DES MINES

RAPPORT ANNUEL

L'Industrie Minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1953

par A. VAES,

Directeur-Chef de Service à la Direction des Mines.

SAMENVATTING

Huidig verslag is opgesteld volgens dezelfde regels als deze aangenomen voor de voorgaande jaren. Het herneemt de opsomming van de mijnontginningen en hun verspreiding over de verschillende provincies en geeft de uitgedolven hoeveelheden van de verschillende producten gedurende het jaar 1953. Een tabel laat toe de voortbrengst te vergelijken met deze van het voorgaande jaar. Diagramma's geven verder de vergelijking met de vroegere jaren.

De redenen van de variaties der voortbrengsten worden gedeeltelijk verklaard. Het valt aan te stippen dat de productie over het algemeen stijgt, namelijk voor wat betreft het kobalt, het mangaanerts, zinkerts, wolframerts, de steenkool, het koper, de diamanten van Lubilash, het tin van de gieterijen en het tantalocolumbiet.

De voortbrengst van goud en Kasai-diamant verloopt dalend. De verschijning van nieuwe producten als gekorrelde kobalt, elektrolytisch zink, cadmium, bastnaesiet, bitumen, monaziet en beryllium valt eveneens te vermelden.

Voor de eerste maal geeft het verslag de gemiddelde index van het volume der voortbrengst en de index van de productiviteit in volume, vergezeld van diagramma's.

Het verslag vermeldt verder de koersen van de verschillende produkten gedurende het jaar 1953, met diagramma. De waarde van de voortbrengst der mijnen van Belgisch Congo gedurende 1953 overschrijdt deze van 1952 met meer dan 440 miljoen. Het koper komt voor de helft in dit bedrag tussen. Het stijgend belang van het zink valt eveneens te noteren. In Ruanda-Urundi is deze waarde met 7 miljoen gestegen.

Het verslag behelst verder beschouwingen en tabellen betreffende de arbeidskrachten, hun verspreiding en hun productiviteit. Tenslotte bevat het twee kaarten met de verspreiding van de uitgedolven producten en van de inlandse werkkrachten.

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 au cours de l'année 1953. 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 minerai de manganèse, le minerai de zinc, le minerai de wolfram, le charbon, le cuivre, les diamants du Lubilash, l'étain des fonderies et le tantalocolumbite. La production de l'or et des diamants du Kasai est en régression.

Il faut noter aussi l'apparition de nouveaux produits, tels le cobalt granulé, le zinc, le zinc électrolytique, le cadmium, la bastnaésite, les produits bitumineux, la monazite et le béryl.

Le rapport donne pour la première fois l'indice pondéré du volume de la production et l'indice de la productivité en volume, accompagnés de diagrammes.

Le rapport donne ensuite les cours des divers produits durant l'année 1953 et y joint un diagramme. La valeur de la production minière du Congo belge en 1953 est en augmentation de plus de 440 millions sur la production minière de 1952. Le cuivre intervient pour la moitié dans cette valeur ; à noter aussi l'importance grandissante du zinc. Au Ruanda-Urundi, cette valeur est en augmentation de 7 millions de francs.

Le rapport comporte des considérations et des tableaux relatifs à la main-d'œuvre, à sa répartition et à sa productivité. Enfin, il contient les deux cartes donnant la répartition des produits extraits et de la main-d'œuvre indigène.

TABLE DES MATIERES

	Pages
CHAPITRE I.	
I. — Nomenclature des expositions minières	829
II. — Répartition des exploitations minières par provinces et par substances	829
III. — Aperçu sur la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi	833
IV. — Evolution de la production des principaux minerais	834
V. — Volume pondéré de la production minière	837
VI. — Cours des métaux	838
VII. — Valeur de la production minière	839
- Valeur de la production minière du Congo Belge en 1953	840
- Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1953	841
VIII. — Situation des Exploitations	842
CHAPITRE II.	
IX. — Usines de traitement	843
CHAPITRE III.	
X. — Carrières	844
CHAPITRE IV.	
XI. — Explosifs	846
CHAPITRE V.	
XII. — Main d'œuvre - Situation	846
XIII. — Productivité de la main d'œuvre	848
XIV. — Variations de l'indice de la productivité en volume entre les années 1938 et 1953	851
XV. — Récapitulation	851

CHAPITRE I. PRODUCTION MINIERE

I. — NOMENCLATURE DES EXPLOITATIONS MINIERES

Par rapport à l'année 1952, il n'y a pas de changement notable à signaler. Le nombre de colons miniers continue à augmenter au Ruanda-Urundi et 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 Tele (Fo);
- la Société Minière de l'Aruwimi-Ituri (AI);
- la Mincobel (Minc);
- la Sominor (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^{me} 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 Minafor (Mina);
- la Mirudi (Mir);
- la Géoruanda (Géo);
- la Corem ;

et les colons : MM^{mes} Marchal, Enthoven, Bisman, MM. Bervoets, Cardinael, Chantrenne, de Borchgrave, de l'Épine-Charrier, Dubois, Dufrasne, Feltz, Ferry, Flament, Gengoux, Goethals, Henrion, Huberty, Lens, Loufs, Luyten, Marchal, Marti, Mibulera (Alhadeff), Mierge, Ortman, Pirotte, Ryckx, Steffens, Stinglhamber, Swaelens, Tachteris, Van de Wauwer, van Ruymbeke.

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 de 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 par la Beceka-Manganèse dans le Katanga.*

9°) *Les exploitations de roches bitumineuses par la Forminière dans le Bas-Congo.*

II. — REPARTITION DES EXPLOITATIONS MINIERES PAR PROVINCES ET PAR SUBSTANCES

Les exploitations minières en activité se répartissent comme suit, dans les différentes provinces :

Province du Kasai

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Forminière	S.-O.	Diamant du Kasai
E.K.L.	S.-O.	Diamant du Kasai
Beceka Luebo	S.-O.	Diamant du Kasai
Beceka	S.-E.	Diamant du Lubilash
Beceka	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 ₂
Syluma	N.-E.	Au
Sorekat	N.-E.	Au
Géomines	Centre	SnO ₂ - Ta ₂ O ₅ - Nb ₂ O ₅
Sermikat	Centre	SnO ₂ -Fonte, Ferro-Mang.
Luena	Centre	Charbon
Beceka Mn	S.-O.	MnO ₂

Province du Kivu

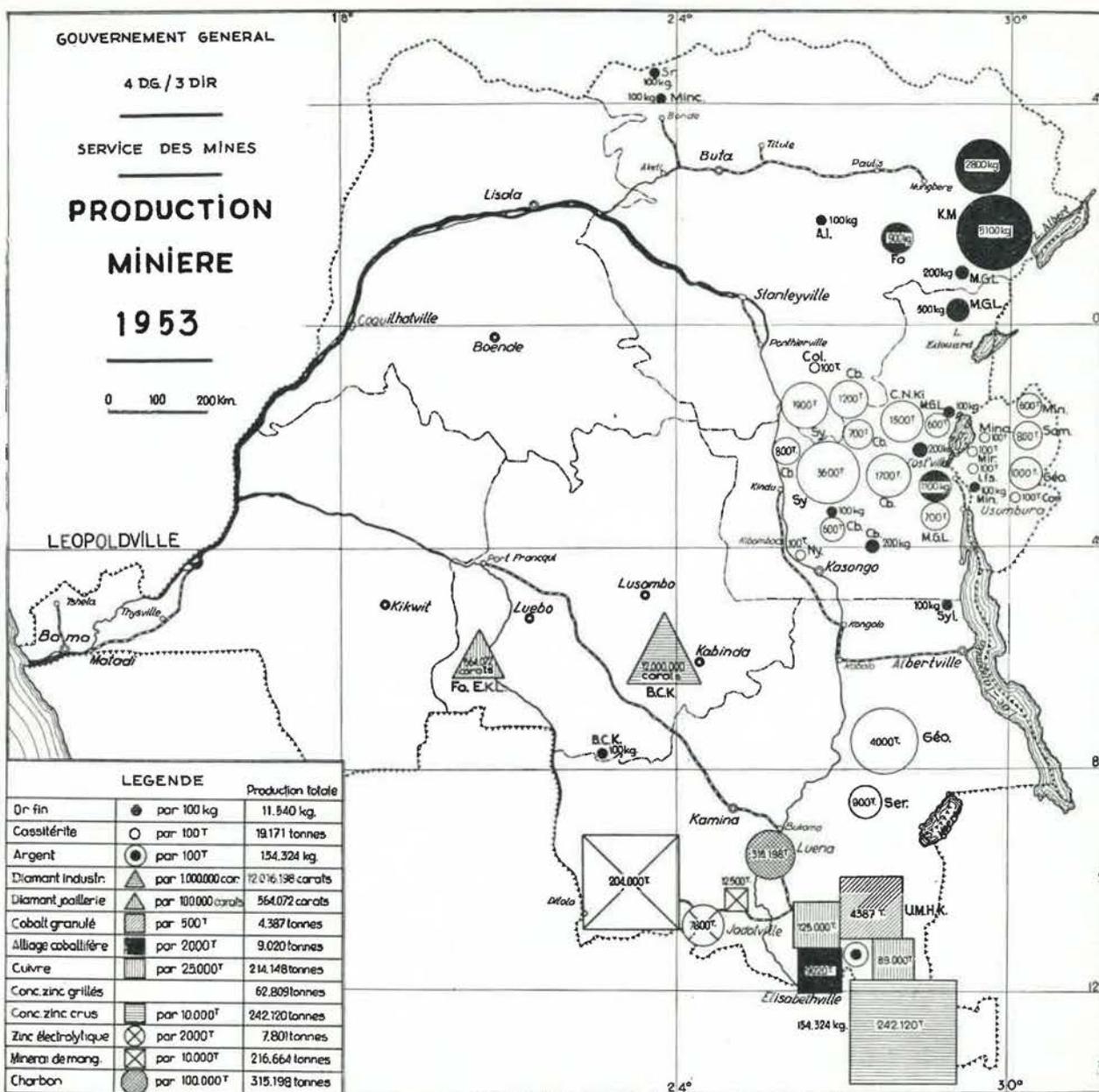
Concessionnaires	Situation dans la province	Production
M.G.L. Nord	N.-E.	Au, Ta ₂ O ₅ , Nb ₂ O ₅ , WO ₃
M.G.L. Centre	E.	SnO ₂ , mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ , SnO ₂ -WO ₃
M.G.L. Sud	E.	SnO ₂ , Au, WO ₃
C.N.Ki.	E.	SnO ₂ , Au, WO ₃ , X ₂ O ₅
Symétain Nord	N.-O.	WO ₃ , SnO ₂ , Ta ₂ O ₅ , Monazite
Symétain Sud	Centre	Ta ₂ O ₅ , SnO ₂ , WO ₃
Symor	S.-E.	Au
Arema	S.	SnO ₂
Belgikaor	N.-O. et S.-O.	Au, SnO ₂ , WO ₃ , Mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅
Belgikaétain	S.-O.	SnO ₂ -WO ₃
Kinorétain	Centre, S. et S.-O.	SnO ₂ , Mixtes : SnO ₂ -WO ₃ , SnO ₂ - Ilménite, Au
Miluba	N.-O. et Centre	SnO ₂ , Au, mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅
Minerga	Centre	SnO ₂ et mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅
Minière de Nyangwe	S.-E.	SnO ₂ , Mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅
Cololacs	N.	SnO ₂
Lopes	S.	Au - SnO ₂
Mackels	Centre	SnO ₂
Paye-Monjoie	S.-O.	Au

Province Orientale

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Kilo	E.	Au
Moto	E.	Au
C.N.Ki.	S.-E.	Au
M.G.L. Nord	E.	Au, WO ₃ , Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅
Cominor (Tele)	Centre	Au
Mincobel	N.-O.	Au - Diamant
Aruwimi-Ituri (Tele)	Centre	Au
Somiba	S.-E.	Au, mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅
Somibi	N.-O.	Au
Sominor	N.-O.	Au
Forminière (Tele)	Centre	Au

Ruanda-Urundi

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Minétain	N.-E. Ruanda	SnO ₂ -Au-Ta ₂ O ₅ -WO ₃ , Nb ₂ O ₅ , mixtes SnO ₂ - NbTa
Minafor	Nord Ruanda	Au-SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅ , mixtes SnO ₂ -NbTa
Mirudi	Centre Urundi	Au-SnO ₂ -mixtes : SnO ₂ -WO ₃ SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ , Nb ₂ O ₅ -Béryl SnO ₂ -Nb ₂ O ₅ -Bastnaesite
Somuki	N. Ruanda et Urundi	SnO ₂ -WO ₃
Géoruanda	S.-E. Ruanda	SnO ₂ -WO ₃ -Nb ₂ O ₅
Corem	Centre Ruanda	Au-SnO ₂ , mixtes SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅
Dufrasne	Nord Urundi	SnO ₂
de l'Épine-Charrier	Ouest Ruanda	Mixtes SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅
Chantrenne	S.-E. Ruanda	Au, WO ₃
van Ruymbeke	N.-O. Ruanda	SnO ₂
Huberty	E. Ruanda	SnO ₂
Ortmans	N.-O. Ruanda	WO ₃
Alhadef	N.-O. Ruanda	Mixtes SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅
Feltz	N. Ruanda	SnO ₂
Gengoux	Centre Ruanda	SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅
Goethals	N.-O. Ruanda	SnO ₂ -X ₂ O ₅
Flament	Centre Ruanda	SnO ₂ , mixtes : SnO ₂ -X ₂ O ₅ , Nb ₂ O ₅
Steffens	Ouest Ruanda	SnO ₂ , WO ₃ , Nb ₂ O ₅
Loufs	S.-E. Ruanda	SnO ₂
Luyten	S.-O. Ruanda	SnO ₂ -WO ₃
Lens	Nord Ruanda	WO ₃
Mierge	N. Ruanda	WO ₃ , X ₂ O ₅
Stinglhamber	Nord Ruanda	WO ₃
M ^{me} Marchal	Nord Ruanda	WO ₃
Bervoets	N.-O. Ruanda	WO ₃
Cardinael	Centre Ruanda	SnO ₂
de Borchgrave	Est Ruanda	SnO ₂
Henrion	Ouest Ruanda	SnO ₂ -WO ₃ , mixtes : SnO ₂ -WO ₃
Marchal	N.-O. Ruanda	WO ₃
Marti	Centre Ruanda	SnO ₂
Pirotte	Centre Ruanda	SnO ₂ , mixtes : SnO ₂ -Ta ₂ O ₅ -Nb ₂ O ₅ , WO ₃
Ryckx	Centre Ruanda	SnO ₂
Van de Wauwer	N. Ruanda	X ₂ O ₅



(*) Les concentrés de zinc grillés proviennent d'une partie des 242.120 t de concentrés de zinc crus.

AUTRES SUBSTANCES

Tantalocolumbite	283 t	Etain des fonderies	2.759 t
Wolframite	830 t	Cadmium	31.996 kg
Mixte cassitérite-tantalo-columbite	1.622 t	Monazite	11.300 kg
Mixte cassitérite-wolframite	1.034 t	Bastnaesite	367 t

III. — APERÇU SUR LA PRODUCTION MINIERE DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI

En 1953, les mines du Congo Belge et du Ruanda-Urundi ont produit les quantités suivantes de minerais et de métaux.

Productions minières en 1953

Substances	Unités	Province de						Total
		Léo.	Orient.	Kivu	Katanga	Kasaï	R.-U.	
Or fin	kg	—	9.035	2.106	233	37	129	11.540
Cuivre	tonnes	32	—	—	214.116	—	—	214.148
Diamants du Lubilash	carats	—	—	—	—	12.016.198	—	12.016.198
Diamants du Kasaï ...	carats	—	15	—	—	564.059	—	564.072
Cassitérite	tonnes	—	—	11.438	4.879	—	2.854	19.171
Etain contenu dans la cassitérite	»	—	—	8.457	3.436	—	2.078	13.971
Tantalo-columbite ...	»	—	31	11	185	—	56	283
Wolframite	»	—	—	195	—	—	635	830
Tungstène contenu dans la wolframite	»	—	—	101	—	—	328	429
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite	»	—	54	1528	—	—	40	1.622
Mixtes cassitérite-wolframite	»	—	—	1032	—	—	2	1.034
Etain contenu dans les mixtes	»	—	36	1512	—	—	19	1.567
Etain des fonderies	»	—	—	—	2.759	—	—	2.759
Charbon	»	—	—	—	315.198	—	—	315.198
Cobalt granulé	»	—	—	—	4.387	—	—	4.387
Alliage cobaltifère ...	»	—	—	—	9.020	—	—	9.020
Cobalt métal (*)	»	—	—	—	3.891	—	—	3.891
Concentrés de zinc crus (**)	»	—	—	—	242.120	—	—	242.120
Concentrés de zinc grillés	»	—	—	—	62.809	—	—	62.809
Zinc contenu	»	—	—	—	125.796	—	—	125.796
Zinc électrolytique (***)	»	—	—	—	7.801	—	—	7.801
Cadmium	»	—	—	—	32	—	—	32
Argent	»	—	—	—	154	—	—	154
Minerai de manganèse	»	—	—	—	216.664	—	—	216.664
Manganèse contenu ...	»	—	—	—	108.332	—	—	108.332
Sel	»	—	—	—	810	—	—	810
Sables bitumineux (à 13 %)	»	526	—	—	—	—	—	526
Calcaires bitumineux (à 14 %)	»	746	—	—	—	—	—	746
Monazite	»	—	—	11	—	—	—	11
Bastnaésite	»	—	—	—	—	—	367	367
Béryl	»	—	—	—	—	—	7	7

(*) Le cobalt métal est la somme du cobalt granulé et du cobalt métal contenu dans l'alliage cobaltifère.

(**) Il s'agit de la production totale de zinc cru dont une partie est grillée sur place pour la fabrication d'acide sulfurique.

(***) Il s'agit du zinc métal provenant d'une partie du minerai de zinc.

IV. — EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES PRINCIPAUX MINERAIS

Par rapport à l'année précédente (1952) et par rapport à l'année 1938 que l'on peut considérer comme la dernière année normale de la période pré-

cédant la deuxième guerre mondiale, la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi a atteint les indices donnés au tableau ci-après :

1. — Tableau des indices de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi

Substances	Unités	Production en 1953	Production en 1952	Indice de la production en 53-52 = 100	Indice de la production en 53-38 = 100
Or fin	kg	11.540	11.470	100	78
Cuivre	tonnes	214.148	205.749	104	173
Diamants du Lubilash	carats	12.016.198	11.013.904	109	188
Diamants du Kasai	»	564.072	594.924	95	70
Cassitérite	tonnes	19.171	17.448	110	159
Tantalo-columbite	»	283	105	269	187
Wolframite	»	830	630	132	13.833
Mixtes cassitérite-tantalo-columbite	»	1.622	1.276	127	—
Mixtes cassitérite-wolframite ...	»	1.034	918	112	—
Etain des fonderies	»	2.759	2.809	98	152
Charbon	»	315.198	252.885	125	756
Cobalt granulé	»	4.387	3.321	132	—
Alliage cobaltifère	»	9.020	7.977	113	614
Cobalt métal (*)	»	8.278	6.831	121	1.480
Concentrés de zinc crus (**)	»	242.120	189.388	128	2.159
Concentrés de zinc grillés	»	62.809	57.905	108	590
Zinc électrolytique (***)	»	7.801	—	—	—
Cadmium	»	32	21	152	—
Argent	»	154	147	105	160
Minerai de manganèse	»	216.664	127.978	169	6.565
Minerai de bismuth	kg	—	672	—	—
Monazite	tonnes	11	14	79	—
Bastnaesite	»	367	214	171	—
Béryl	»	7	—	—	—

(*) Le cobalt métal est la somme du cobalt granulé et du cobalt métal contenu dans l'alliage cobaltifère.

(**) 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.

(***) 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 chiffres de production de 1938.

Le tableau des indices, particulièrement frappant, montre comme les années précédentes :

a) Une augmentation particulièrement forte de la production du cobalt, du minerai de manganèse, du minerai de zinc, du minerai de wolfram et du charbon, et une augmentation très importante de la production du cuivre, des diamants du Lubilash, de l'étain des fonderies, de l'argent et de la tantalo-columbite. A part le diamant et les minerais de tantalo-columbite et de wolfram, tous ces produits proviennent du Sud du Katanga.

b) Une augmentation moins importante de la production de cassitérite et une diminution de 22 % et de 26 % de la production de l'or et des diamants du Kasai.

La cassitérite provient, en ordre principal, des régions de l'est ouvertes beaucoup plus tard que le Katanga à l'industrie des mines et où ne s'établissent que lentement les conditions favorables qui ont été créées dans cette dernière région. Les premières réalisations du Plan Décennal font entrevoir que des améliorations dans les domaines des transports, de l'énergie et de l'éducation de la main-d'œuvre se feront jour prochainement.

Pour l'or, qui est surtout extrait dans les régions du nord-est et de l'est, il faut ajouter que les conditions très défavorables du prix de vente continuent à s'aggraver, ce qui porte un coup très dur aux exploitations.

La chute de la production du diamant du Kasai s'explique par des raisons de gisement.

c) L'apparition de nouveaux produits, toujours plus nombreux, tels le cobalt granulé, le zinc électrolytique, le cadmium, la bastnaésite, les produits bitumineux, la monazite et le béryl, qui témoignent de l'expansion progressive de l'extraction minière et de la métallurgie à de nouveaux domaines.

B. — Comparaison avec des chiffres de production de 1952.

a) Cuivre.

Au cours de l'année 1953, la demande pour le cuivre est restée suffisante et les prix du marché se sont maintenus à des niveaux satisfaisants. Disposant d'énergie électrique en quantité voulue, l'industrie du cuivre du Haut-Katanga a continué à développer, quoiqu'à un rythme plus lent, ses installations et sa production. Le chiffre de la production s'établit à 214.116 tonnes, comprenant environ 4.900 tonnes de cuivre contenues dans l'alliage cobaltifère et le minerai de zinc exporté. Par rapport à l'année 1952, il y a une augmentation de production de plus de 8.000 tonnes.

Les conditions actuelles du marché du cuivre laissent prévoir que ce marché ne sera pas défavorable au cours de l'année 1954 et on peut s'attendre au maintien du volume de la production.

La production totale de cuivre, depuis l'origine, atteint 4.303.365 tonnes. En 1953, l'exportation du cuivre du Congo belge, sous forme de métal, a atteint plus de 208.500 tonnes.

Dans la région de Bamba-Kilenda, au sud de Léopoldville, on a fait, en exploitations d'essai, une petite production de 64,5 t de minerai de cuivre.

b) Cassitérite et mixtes.

Pour l'ensemble du Congo Belge et du Ruanda-Urundi, la production de cassitérite, au cours de l'année 1953, s'est chiffrée à 19.171 tonnes contre 17.448 tonnes au cours de l'année 1952. La production de mixtes cassitérite-tantalocolumbite et de mixtes cassitérite-wolframite a atteint 2.656 tonnes en 1953 contre 2.194 tonnes en 1952. Il y a donc, pour 1953, une augmentation de la production de cassitérite et de mixtes de 2.195 tonnes. Ce chiffre, tout en constituant un record des années d'après guerre, reste encore en dessous du plafond de 24.061 tonnes atteint au cours de l'année 1945.

Les mines, tant du Congo Belge que du Ruanda-Urundi, ont contribué à cette augmentation, mais c'est spécialement le Maniéma qui a poussé sa production. Le volume exporté en 1953 pour le Congo Belge et le Ruanda-Urundi se chiffre, d'après les statistiques douanières, à 20.921 tonnes de minerai d'étain, 343 tonnes de minerai de tantale-niobium, 26 tonnes de tantalite, 1.046 tonnes de minerai de tungstène et 2.904 tonnes d'étain métal.

c) Alliage cobaltifère et cobalt granulé.

En 1953, la demande pour le cobalt métal s'est maintenue très pressante. De ce fait, les cours ont été très soutenus et la production en a été stimulée.

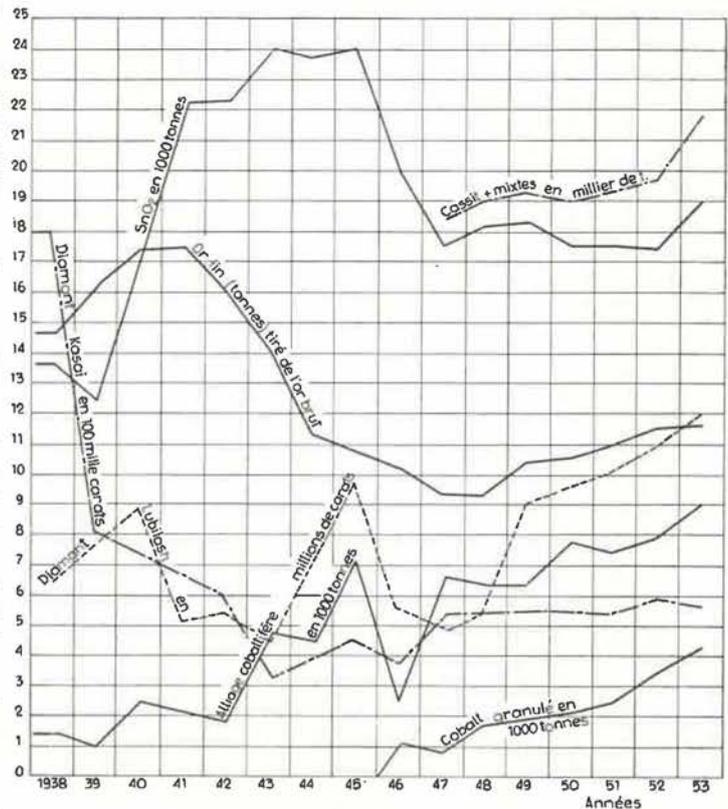


Fig. 1. — Production minière

Le chiffre de production en 1953 a atteint un nouveau record de 8.278 tonnes de cobalt métal, dont 4.387 tonnes de cobalt granulé. Par rapport à l'année 1952, il y a une augmentation de la production de 1.447 tonnes de cobalt métal.

La demande de ce produit se maintient bien et il faut s'attendre, soit au maintien de la production, soit à une légère augmentation.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté, en provenance du Congo Belge, 4.650 tonnes de cobalt granulé et 8.794 tonnes d'alliage blanc.

d) Concentrés de zinc crus et grillés.

Malgré des prix très bas, qui se sont graduellement dépréciés dans le cours de l'année, la production s'est encore accrue de près de 26 % par rapport à l'année 1952. Pour la fabrication d'acide sulfurique, une partie de ces concentrés de zinc crus a été grillée et a donné 62.809 tonnes de concentrés grillés à une teneur de 58,5 % de métal. Pour l'année 1952, la production de ces concentrés grillés avait été de 57.905 tonnes.

Le métal contenu dans les minerais extraits se chiffre à 125.796 tonnes.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo Belge, au cours de l'année 1953, 93.962 tonnes de concentrés de minerai de zinc grillés. La grande majorité de ces exportations a servi à approvisionner les usines belges fabriquant du zinc métal.

e) Zinc électrolytique.

L'usine de Métalkat ayant pu entrer en fonctionnement au mois de mai 1953, la fabrication de zinc électrolytique au Congo Belge a pu démarrer. La production, en utilisant des concentrés de minerai de zinc grillés, a atteint 7.801 tonnes, dont 5.913 tonnes ont été exportées. La production pour 1954 sera notablement plus élevée, car l'usine pourra marcher toute l'année et à pleine capacité.

f) Diamants du Lubilash (presque totalement diamants industriels).

La production de l'année 1953 est en augmentation de 9 % sur celle de l'année 1952 et a atteint un nouveau maximum de 12.016.198 carats. La production a été stimulée par une demande qui est restée importante et des prix satisfaisants. 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, il a été exporté, en 1953, 11.798.104 carats de diamants du Lubilash.

g) Or.

La production aurifère s'est encore légèrement accrue et a atteint en 1953 le total de 11.540 kg d'or fin contre 11.470 kg d'or fin en 1952. La production actuelle reste encore nettement en dessous du maximum de 19.591 kg d'or brut obtenu en 1941.

La situation des sociétés minières produisant de l'or s'est encore aggravée au cours de l'année 1953. En effet, le prix de vente légal de l'or est resté fixé à \$ 35 l'once, tandis que certains éléments du prix de revient, tel le coût de l'homme-jour par exemple, ont continué à augmenter.

A partir du 1^{er} octobre 1953, 90 % de la production aurifère peuvent être vendus par Congor sur le marché libre. Mais, vu la chute du prix de l'or sur ce marché, qui a fait qu'à certaines périodes les cours se sont rapprochés de très près des cours officiels, la prime résultant de ces ventes a été moins élevé qu'en 1952.

Il reste toujours hasardeux de vouloir émettre le moindre pronostic sur l'évolution du prix officiel de l'or. Tant que les prix de vente restent aussi défavorables, il ne faut pas s'attendre à une augmentation importante de la production.

h) Minerai de manganèse.

La production qui provient principalement des exploitations de la Beceka-Manganèse et accessoirement de la Sudkat est en très forte augmentation sur la production réalisée en 1952, avec 216.604 tonnes contre 127.978 tonnes. La demande de minerai est restée bonne et les difficultés d'évacuation se sont atténuées tant sur le Bengwéla Railway qu'au port de Lobito. Si cette situation perdure, on peut encore s'attendre à une augmentation de la production.

D'après les statistiques douanières, 183.708 tonnes de minerai de manganèse ont été exportées du Congo en 1953.

i) Diamants du Kasai (en majorité diamants de joaillerie).

La production de 1953 est en diminution de 5 % par rapport à la production de 1952, et reste nettement en dessous du plafond de 804.005 carats atteint en 1938. Le marché du diamant de joaillerie a été moins favorable en 1953 qu'en 1952.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté du Congo Belge, en 1953, un total de 588.530 carats de diamants du Kassai.

j) Charbon.

La production de charbon a atteint le total de 315.198 tonnes contre 252.885 tonnes en 1952. C'est la production la plus élevée réalisée à ce jour au Congo Belge. Le charbon provient en grande partie des bassins de la Luena et de Kisulu ; une petite production a été réalisée au charbonnage de Greinerville. Comme la demande locale de charbon tend à s'amplifier, on peut encore s'attendre à un développement de la production.

Les charbons de Greinerville continuent à faire l'objet d'une étude, en vue de la création d'une industrie chimique des carburants synthétiques.

k) Etain des fonderies.

Il s'agit de la partie de la production de cassitérite extraite au Congo Belge et au Ruanda-Urundi, qui est traitée à la fonderie de Manono (Géomines).

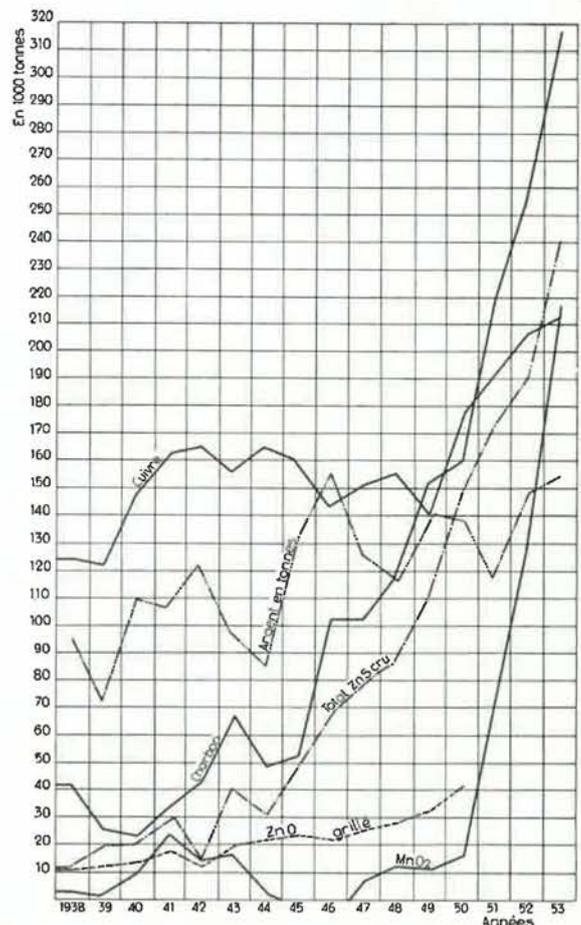


Fig. 2. — Production minière

La plus grande partie de la cassitérite extraite au Congo Belge et au Ruanda-Urundi est encore envoyée au dehors et surtout en Belgique, pour y subir les opérations de raffinage.

l) Argent.

La production de l'année 1953 s'est élevée à 154 tonnes, en augmentation de 7 tonnes sur la production de 1952. L'argent produit au Congo Belge provient en grande partie du minerai de cuivre extrait à la mine de Kipushi. On récupère également un peu d'argent dans divers minerais aurifères.

m) Minerai de tungstène (wolframite et mixtes cassitérite-wolframite).

Malgré la chute des cours qui s'est surtout accentuée vers la fin de l'année, la production s'est encore développée, surtout au Ruanda-Urundi. Le volume de cette production compté en tungstène métal est passé à 604 t contre 454 t en 1952. Si le marché le permet, les quantités extraites pourront encore être augmentées.

n) Minerai de tantale-niobium (tantalo-columbite et mixtes cassitérite-tantalo-columbite).

Le niobium et le tantale sont actuellement très recherchés pour l'élaboration d'aciers spéciaux résistant aux hautes températures. Du fait du volume de la demande et de la rareté des produits, les prix sont très fermes. Cette situation a fortement stimulé la recherche et l'extraction de la tantalo-columbite. En 1953, la production a atteint un total de 435 t contre 221 t en 1952. On peut s'attendre à un développement important de l'extraction au cours de l'année 1954 et des années suivantes.

o) Cadmium.

La production de cadmium a atteint 31.096 kg en 1953, en augmentation de 11.490 kg par rapport à

1952. Le cadmium accompagne le zinc et on le récupère dans les fumées. Les poussières de ces fumées, outre le cadmium, contiennent du plomb, du zinc et du germanium. Jusqu'à présent, ces poussières sont, en grande partie, stockées en attendant les installations qui doivent les traiter. En 1954, les installations commenceront à fonctionner et on doit s'attendre à un accroissement substantiel de la production. La récupération du germanium commencera également prochainement.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté, en 1953, un poids de 35.511 kg de cadmium.

p) Bastnaesite.

Il s'agit d'un minerai riche en cérium. Les débouchés pour ce produit, spécialement sous forme d'addition pour améliorer la qualité de certains aciers, se développent. De ce fait, la production en 1953 s'est encore accrue et a atteint 367 tonnes contre 214 tonnes en 1952. Si le marché le permet, la production pourra encore être accrue dans le cours des années à venir.

q) Sel.

Le Katanga possède plusieurs sources d'eaux salées dont l'exploitation se fait toujours par des moyens fort rudimentaires. En 1953, la production des salines de Nguba a été de 810 tonnes. On peut espérer que, dans un proche avenir, les salines seront exploitées par des procédés modernes et que la production pourra être fortement accrue.

r) Roches bitumineuses.

Des gisements du Mayumbe, il a été extrait en 1953, 746 tonnes de calcaires bitumineux à 14 % de bitume et 526 tonnes de sables bitumineux à 13 % de bitume. Les produits extraits ont servi au revêtement de tronçons de routes. On achève la construction d'une usine qui permettra la production de bitume pur et d'autres produits de qualité.

V. — VOLUME PONDERE DE LA PRODUCTION MINIERE

A) Congo Belge.

Afin de pouvoir juger, par la lecture d'un seul chiffre, le volume de la production minière totale du Congo Belge et la comparer aux productions des années antérieures, nous avons établi l'indice du volume pondéré de cette production. Pour obtenir cet indice, nous multiplions les volumes des différents produits par des prix unitaires qui sont ceux de l'année 1952. Les prix de l'année 1952 ont été choisis parce que cette année est assez normale. Nous divisons ensuite la valeur ainsi calculée par la valeur de la production minière de 1948, calculée également en fonction des prix unitaires de 1952. Nous obtenons un indice représentatif du volume de la production totale.

Cet indice a été calculé pour les années de 1939 à 1953. Nous obtenons les résultats portés à la figure 3. Ces résultats nous montrent l'évolution suivante.

En 1939, l'indice était de 74 (1948 = 100). Au cours des années 1940 et 1941, l'indice monte rapidement à 90,5, puis à 98,4. Au cours des années 1942 à 1944, il ne varie guère que de quelques points pour atteindre 101 en 1944. En 1945 il monte à 105.

Cette période, qui est celle de la deuxième guerre mondiale, permet de chiffrer l'effort qui a été produit. Mais cet effort a dû se faire dans des conditions difficiles, en manquant de matériel et de main-d'œuvre européenne d'encadrement. On a dû d'autre part porter cet effort sur certains produits choisis, tandis que d'autres étaient délaissés.

En 1946, l'indice retombe à 92. C'est la période d'après-guerre. Beaucoup de gisements ont été écremés, la relève de la main d'œuvre européenne est difficile, le matériel nécessaire ne s'obtient pas aisément et il a fallu relâcher l'effort demandé aux mineurs indigènes.

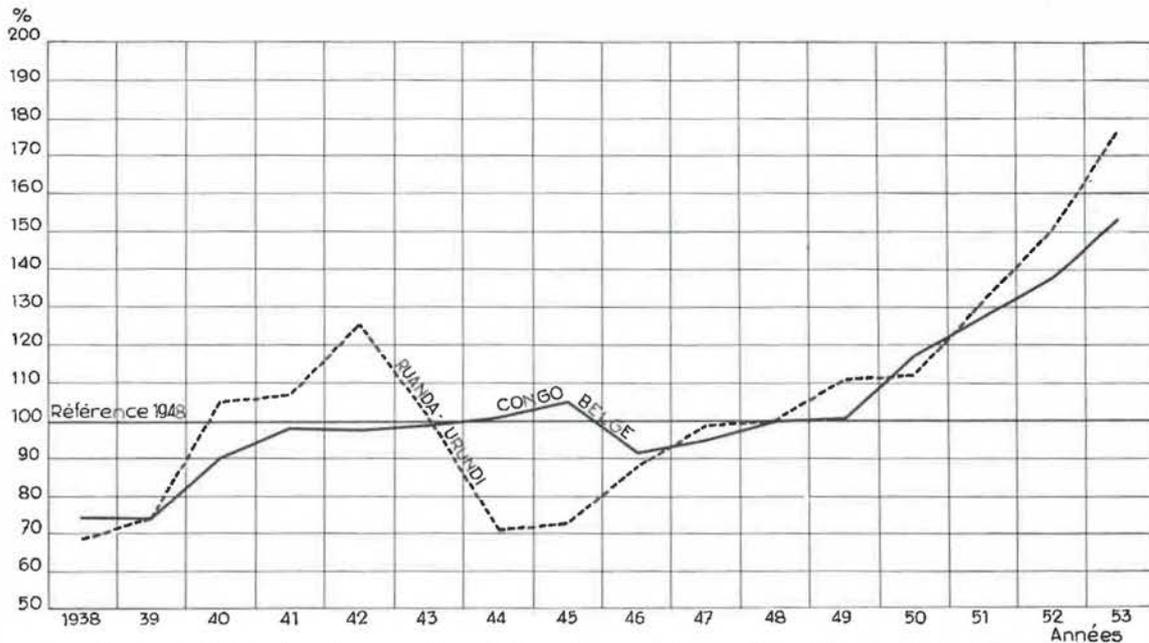


Fig. 3. — Indices des volumes pondérés de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi

En 1947 et 1948, l'indice se relève lentement et passe à 95, puis à 100. L'industrie minière se rétablit, car le matériel s'obtient plus aisément et l'engagement de personnel européen donne des bons résultats. En 1949, l'indice ne varie guère, car une grave pénurie d'énergie électrique dans le Sud du Katanga a freiné la production.

De 1949 à 1953, l'indice monte très vite et passe finalement de 100,7 à 153,35.

Cette progression très rapide, vraisemblablement la plus importante dans l'histoire de l'industrie des mines du Congo Belge, est due principalement à deux facteurs : 1) une demande très forte des produits minéraux ; 2) un intense effort de modernisation des mines qui a porté sur presque tous les secteurs de cette industrie.

De 1952 à 1953, l'indice passe de 137,62 à 153,35. Ceci prouve que l'accroissement de volume ne s'est pas encore arrêté quoiqu'en 1953 la demande se soit ralentie pour certains produits et que plusieurs prix se soient fortement dépréciés.

B) Ruanda-Urundi.

En suivant les règles énoncées ci-dessus, l'indice du volume pondéré de la production minière a été

également établi pour le Ruanda-Urundi. Les résultats transcrits sur le diagramme figure 3, appellent les commentaires suivants.

En 1939, l'indice était de 74,5.

Pendant la période de guerre, cet indice a commencé par augmenter très fort et est passé à 104,7 en 1940, 107 en 1941 et 125 en 1942. Mais en 1943 et 1944, l'indice diminue rapidement et retombe à 101 et 71. La cause principale de cet état de fait, en plein effort de guerre, doit être attribuée à la grave famine qui a ravagé le pays.

De 1945 à 1950, l'indice se relève progressivement et d'une façon continue, atteignant 73 en 1945, 88 en 1946, 99 en 1947, 100 en 1948, 111 en 1949 et 112 en 1950.

De 1950 à 1953, l'indice progresse vivement et atteint 132 en 1951, 150 en 1952 et 176,5 en 1953. Cette progression rapide est due à une bonne demande des produits minéraux extraits et à la mise en valeur de nouveaux gisements, spécialement de wolframite. L'accroissement aurait encore été beaucoup plus rapide si l'industrie minière avait pu disposer d'énergie à bon marché et ainsi pousser plus activement la mécanisation.

VI. — COURS DES METAUX

Le mouvement de baisse, qui s'était manifesté dès 1952 sur les marchés du zinc et du plomb, s'est étendu en 1953 à l'étain et au cuivre. Cependant, les cours de ce dernier métal sont restés à un niveau satisfaisant.

Cette baisse est due à une diminution de la demande, tandis que la production se maintenait ou même augmentait. Les acheteurs réduisirent en effet leurs offres dès qu'il leur fut permis de prévoir l'arrêt des hostilités en Corée. Ils comptaient ainsi sur une forte baisse, due à la cessation des achats

des métaux pour les stocks stratégiques. De fait, les cours de l'étain et du wolfram ont fortement fléchi tandis que ceux du zinc, et dans une proportion moindre ceux du plomb, continuaient à s'affaïsser.

Examinons quelles furent, pendant l'année écoulée, les variations des cours.

a) Or.

Le cours officiel de l'or, aux termes des accords de Bretton Wood, reste fixé à \$ 35 l'once, corres-

pendant à un prix d'achat de F 56,065 le gramme.

Il convient de noter, par ailleurs, que le prix de l'or sur le marché libre a encore baissé, par rapport à l'année précédente, par suite notamment de l'arrivée d'or en provenance de l'U.R.S.S.

Pour l'ensemble de l'année 1953, l'or a été réalisé à une moyenne de \$ 36,75 l'once, ou F 59,150 le gramme, soit environ 5 % de plus que le cours officiel.

b) Cuivre.

Le cuivre s'est maintenu à un cours très élevé pendant tout le premier semestre de l'exercice écoulé, bien que la pénurie de cuivre qui existait sur les marchés mondiaux se soit résorbée sous la double action d'une augmentation de la production et d'une diminution de la demande, due surtout aux acheteurs qui ont réduit leurs achats en prévision d'une baisse ; ceci a permis par ailleurs aux Américains de lever progressivement, au cours de l'année écoulée, les restrictions qui avaient été apportées au marché du cuivre à l'occasion de la guerre de Corée.

Une baisse sensible, mais d'assez courte durée, s'est produite à l'occasion de la reprise de l'activité du « London Metal Exchange », en août 1953. Les cours se sont peu après maintenus aux environs de

£ 230 par tonne longue, avec tendance légère au raffermissement.

c) Etain.

Le cours de l'étain, qui s'était maintenu au niveau élevé de 121,50 ct la lb au cours des premiers mois de l'année, est tombé à moins de 80 ct, lorsque fut annoncé l'arrêt en 1953 des achats stratégiques pour compte du Gouvernement Américain.

L'élaboration d'un projet d'accord entre producteurs et consommateurs, comme suite à la conférence tenue à Genève fin 1953, amena une certaine tendance au raffermissement des cours.

En tout cas, cette baisse des cours enregistrée en 1953 n'a été que partiellement ressentie par les producteurs congolais qui purent livrer la moitié de leur production au prix de 121,50 ct la lb, comme suite aux accords conclus antérieurement avec les Etats-Unis d'Amérique, accords valables jusqu'au début de l'année 1954.

d) Wolfram.

Le wolfram, qui cotait 370 sh le point au début de l'année, s'est maintenu pendant de nombreux mois à 330 sh pour tomber en décembre à 185 sh, comme suite à l'affluence du minerai de wolfram sur les marchés mondiaux.

e) Cobalt.

Le marché du cobalt est demeuré très ferme. Côté à \$ 2,40 la lb pendant les dix premiers mois de l'année, le métal est monté à \$ 2,60 en novembre, et depuis se maintient à ce taux.

f) Cadmium.

Le cours moyen du cadmium a quelque peu oscillé aux environs de F 194,5 le kg.

g) Zinc.

Les cours du zinc ont été influencés par la cessation des achats stratégiques. En outre, les consommateurs utilisant leurs stocks, ont réduit en conséquence leurs achats. Les cours, à New-York, qui atteignaient 12,5 ct la lb au début de l'année, sont descendus à 11 ct en mars, pour tomber à 10 ct en septembre et se maintenir à ce taux. Au marché de Londres, la chute des cours a été plus prononcée, et les deux marchés n'ont pas toujours évolué parallèlement.

h) Plomb.

Ici encore le marché a manqué de fermeté, tant à New-York qu'à Londres. Cependant, la chute des prix a été moins importante pour le zinc, et le plomb s'est finalement mieux maintenu.

i) Argent.

Les marchés ont été généralement stables et les cours ont peu varié.

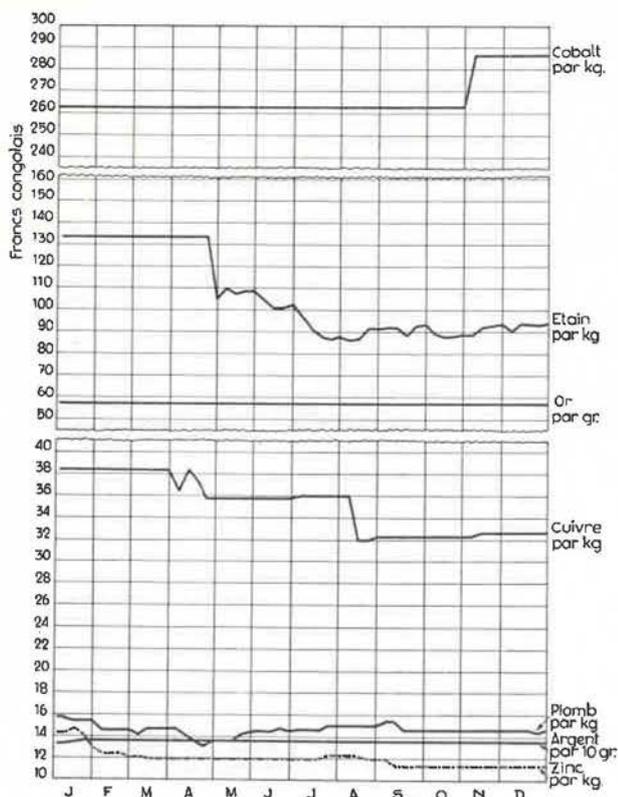


Fig. 4. — Cours des métaux en 1953 - Marché de New-York

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 1953, 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'utilisation. La différence entre ces deux valeurs est surtout sensible dans le cas de produits représentant une faible valeur à la tonne, tels le minerai de manganèse et le minerai de zinc par exemple.

Pour les produits utilisés dans le pays, comme le charbon, le sel et le bitume, il a été établi un prix départ mine, compte tenu de la qualité des produits. Pour les diamants, le cours choisi est fort approximatif et 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 1953

Produits	Unités	Productions	Teneurs moyennes en % (1)	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Cuivre (2)	tonnes	209.222	100	34.310	7.178.407
Etain (minerai)	»	16.317	73	84.560	1.379.766
Cobalt granulé	»	4.387	100	266.900	1.170.890
Alliage cobaltifère	»	9.020	Co 44,4 Cu 9	91.620	826.413
Or	kg	11.411	100	57.725	658.800
Zinc (minerai)	tonnes	242.120	52,5	2.700	653.724
Diamants du Kasai	carats	564.072	100	232	130.865
Diamants du Lubilash	»	12.016.198	100	61	732.988
Argent	kg	154.324	100	1.390	214.510
Charbon	tonnes	315.198	100	360	113.471
Manganèse (minerai)	»	216.664	50	2.860	619.659
Cadmium	kg	31.996	100	194,60	6.226
Tantalo-columbite	tonnes	227	55 % de X ₂ O ₅	290.000	65.830
Mixtes cassit.-tantalo-columbite.	»	1.582	9 % des pentoxydes combinés à 55 % et 91 % de SnO ₂ à 73 % de Sn	103.100	163.104
Wolframite	»	195	65 % de WO ₃ soit 51,55 % de W	147.000	28.665
Mixtes cassitérite-wolframite ..	»	1.032	33 % de minerai de WO ₃ à 65 % d'acide tungstique 66 % de SnO ₂ à 73 % de Sn	104.320	107.658
Etain des fonderies (plus value) (3)	»	2.759	100	2.465	6.801
Zinc métal (plus value) (4) ...	»	7.801	100	5.925	46.221
Minerai de cuivre	»	64,5	50	15.400	993
Sables bitumineux	»	526	13	400	211
Calcaires bitumineux	»	746	14	400	298
Sel	»	810	100	1.700	1.377
Monazite	»	11	—	20.000	220
Total	—	—	—	—	14.107.097

(1) Valeur approximative.

(2) La production totale de cuivre atteint 214.148 t. Dans le chiffre de 209.222 t ne sont pas compris les tonnages de cuivre récupérables dans l'alliage blanc, les boues cuivreuses, les concentrés de zinc expédiés et les 64,5 t de minerai de Sominor à Bemba-Kilenda.

(3) Il s'agit d'étain provenant d'une partie de la cassitérite mentionnée plus haut.

(4) Il s'agit de zinc provenant d'une partie du minerai de zinc mentionné plus haut.

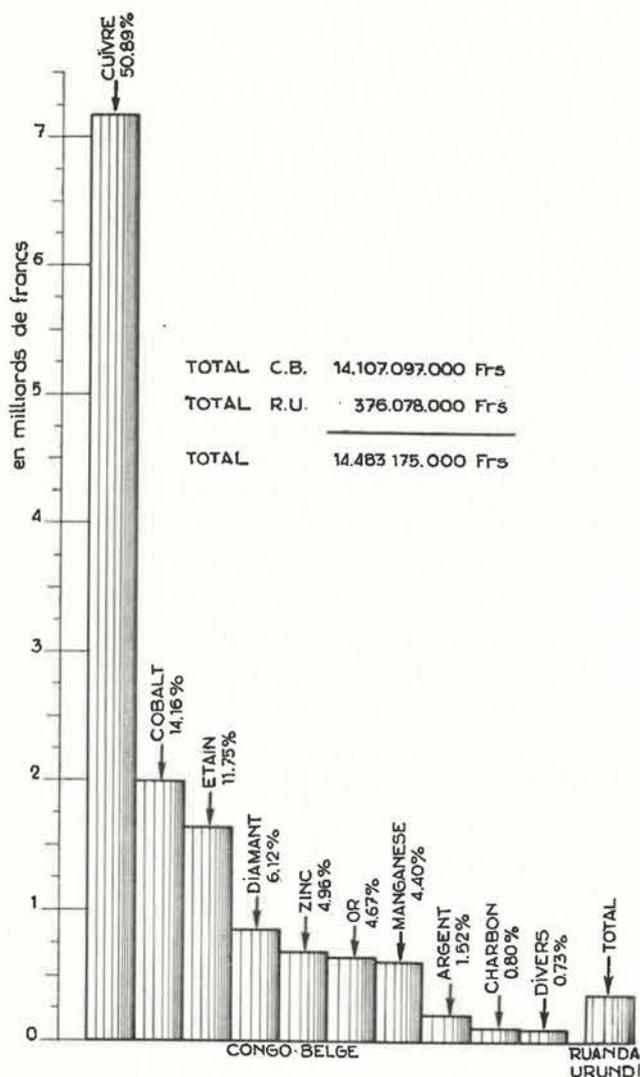


Fig. 5. — Valeur de la production minière en 1953

On voit à la lecture du tableau et du diagramme qui en résulte (fig. 5) que la valeur de la production minière du Congo Belge en 1953 est en augmenta-

tion de près de 446 millions de francs sur la production minière de 1952. Cet accroissement est dû presque uniquement à l'augmentation du volume de la production, car dans la plupart des cas nous avons une diminution du prix de vente des produits.

Par rapport à 1948, où la valeur de réalisation de la production minière s'établissait à 6.392 millions, il y a une augmentation de 7.715 millions ou 121 %.

Le principal produit minier extrait reste le cuivre, dont la valeur de réalisation au cours de l'année 1953 a atteint plus de 7.718 millions de francs, ce qui représente près de 51 % de la valeur totale des produits miniers extraits.

La valeur de la production de cobalt est en augmentation de plus de 383 millions de francs sur le chiffre correspondant de 1952. Cette augmentation résulte de l'accroissement du volume de la production et d'une légère augmentation du prix de vente. L'importance du cobalt grandit d'année en année, la valeur de la production passant de 645.418.000 F en 1948 à 1.997.300.000 F en 1953. Ce métal occupe actuellement la seconde place parmi les produits miniers congolais.

La valeur de la production de minerai d'étain et de mixtes en 1953 est d'environ 53 millions de francs supérieurs à la valeur correspondante de l'année 1952. Cette augmentation est due uniquement à un accroissement de la production. Pour l'année 1953, la valeur de la production de cassitérite et de mixtes représente 12,4 % de la valeur totale de la production minière contre 12,1 % en 1952.

Le zinc est un produit minier dont l'importance a grandi très rapidement dans l'économie minière congolaise. La valeur de réalisation de ce minerai en 1953, malgré des cours très bas, est plus de 4 fois supérieure à la valeur correspondante de 1948.

Au point de vue valeur de réalisation, l'importance de la production de l'or congolais, dont le prix de vente est fixé à un taux très bas, continue à diminuer d'année en année. Cette production n'occupe plus que le sixième rang dans l'échelle des valeurs, tandis que la production diamantifère est passée au quatrième rang.

2. — Valeur de la production minière au Ruanda-Urundi en 1953

Produits	Unités	Productions	Prix unitaires en F	Valeurs totales en milliers de F
Or fin	kg	129	57.725	7.466
Étain (minerai)	tonnes	2.854	84.560	241.334
Mixtes cassit.-tantalo-columbite.	»	40	103.100	4.124
Mixtes cassitérite-wolframite ...	»	2	104.320	209
Tantalo-columbite	»	56	290.000	16.240
Wolframite	»	635	147.000	93.345
Bastnaesite	»	367	36.000	13.212
Béryl	»	7	24.000	168
Total	—	—	—	376.078

A l'examen des chiffres du tableau ci-dessus, on s'aperçoit qu'au Ruanda-Urundi la valeur de la production minière de l'année 1953 est en augmentation d'environ 7 millions de francs sur la valeur correspondante de 1952. Pour arriver à ce résultat, il a fallu que le développement du volume de la production soit suffisant pour compenser la chute des prix unitaires, spécialement pour la wolframite et la cassitérite. La production de tantalo-columbite se développe et l'extraction de ce produit devra être poussée au maximum dans le cours des prochaines années.

a) Exploitations aurifères du nord-est de la Colonie.

L'année 1953 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 57 % contre 51 % en 1952, 44 % en 1951 et 35 % en 1949. Les raisons de cette évolution restent toujours les mêmes: épuisement progressif des gisements à teneurs trop basses.

Comme corollaires de cette évolution, nous assistons au développement de la consommation d'énergie et à la multiplication et au renforcement des usines de broyage et de traitement du minerai. De plus, lorsque l'exploitation des gisements primaires descend en dessous du niveau hydrostatique, la proportion d'or réfractaire devient très importante. Pour récupérer cet or, on voit se développer les installations traitant par cyanuration.

La Société des Mines d'or de Kilo-Moto achève la réalisation de son important programme d'établissement de lignes électriques haute tension. Au Maniéma, on a commencé les travaux d'érection d'une centrale hydroélectrique et d'une usine pour la mise en valeur du gisement primaire de Namoya.

Les méthodes d'exploitation dans les gisements détritiques n'ont pas beaucoup évolué. Vu les rendements élevés obtenus par l'abattage au monitor et le transport par éjecteur hydraulique, ces méthodes tendent à s'implanter partout où cela est possible. Pour l'enlèvement du stérile comme du gravier, on peut se demander si le scraper tiré par câble ne constituerait pas une solution fort économique lorsque les terres à excaver ne contiennent pas trop de gros blocs ou trop de grosses racines.

Pour la récupération de l'or provenant des gisements détritiques, le sluice reste l'appareil employé presque partout. Les pertes les plus élevées sont causées par le débouage insuffisant des graviers argileux ou par les dimensions trop petites des particules d'or à récupérer.

Les exploitations des gîtes primaires vont en se développant tant en carrières qu'en souterrains. Dans les exploitations souterraines, il y a lieu de signaler les bons résultats obtenus par le remblayage hydraulique avec les tailings d'usine et par le transport du minerai en tailles peu inclinées à l'aide de scrapers.

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 élévions 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 1953, près de 12 % de la production de cassitérite ont été faits en gîtes primaires, contre 9 % en 1952 et 7 % en 1951. Ce développement est beaucoup moins rapide que pour l'or, car les gisements détritiques sont encore fort importants. Il faut ajouter que pour le Ruanda-Urundi le manque actuel d'énergie à bon marché freine la mise en valeur des gisements primaires.

Beaucoup d'exploitations stannifères traitant les alluvions et les élévions sont encore peu mécanisées. Vu l'augmentation continue du prix de la main-d'œuvre indigène, le moment paraît venu de développer l'emploi de matériel simple et pas trop coûteux, comme le scraper tiré par câble ou l'excavatrice à godets munie d'une courroie transporteuse permettant de déverser le stérile en arrière du front et le gravier dans les véhicules de transport.

Le développement de la mécanisation postule d'ailleurs la consommation d'une énergie fournie en quantité suffisante et à bon marché. Dans le Maniéma, un effort très important est réalisé ou en voie de réalisation, par les Sociétés Symétain et Cobelmin, pour résoudre ce problème d'énergie.

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 est actuellement très demandée à un prix intéressant, voit sa production en continue progression. Le mode de récupération de ce minerai doit être soigneusement étudié, car il se présente souvent en grains très fins. Les tables genre Buchman paraissent les mieux appropriées pour la récupération de la fraction en dessous de 60 mesh. La wolframite, dont le prix est cependant fortement tombé en 1953, est aussi récupérée. Il ne faut pas perdre de vue que ce minerai est très friable et qu'on ne le trouve pas souvent dans les alluvions. Le béryl dont le prix de vente s'est bien maintenu en 1953, mérite de retenir l'attention. 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 sont en cours pour l'augmentation de la centrale de Piana dont la puissance sera portée de 15.000 à 40.000 CV. Il faudra attendre la fin de ces travaux avant de voir se développer l'exploitation dans les roches dures.

Des études sont en cours pour la valorisation sur place du minerai de spodumène (lithium) dont on trouve d'importantes quantités dans les gisements.

d) Groupe du cuivre.

En 1953, l'Union Minière du Haut-Katanga a encore poursuivi son effort de développement et de modernisation.

Pendant l'année sous revue, les travaux suivants ont été exécutés :

a) A la mine Prince Léopold, on a poursuivi les travaux d'extension des sections de broyage et de flottation. Ces travaux touchent à leur fin.

b) A l'usine d'électrolyse de Shituru, on a installé un septième groupe d'électrolyse.

c) A l'usine de Panda, une installation de filtres à sacs traite les fumées des fours électriques.

d) Au concentrateur de Kolwezi, on a développé les aires de stockage tandis que la section de broyage était renforcée par l'adjonction de deux rod mills.

e) A l'usine de Lubumbashi, on a monté un deuxième four de coulée.

f) A la centrale hydro-électrique Delcommune à N'Zilo, deux nouveaux groupes turbo-alternateurs de 30.000 kVA ont été mis en marche.

g) Les travaux pour l'établissement de la centrale Le Marinel sur le Lualaba sont activement poursuivis. Cette centrale, qui pourra normalement commencer à fonctionner en 1957, aura une puissance installée de 280.000 kVA et pourra produire annuellement 1.400 millions de kWh.

h) Pour le compte de Métalkat qui a commencé la production de zinc électrolytique, on établit des installations pour la récupération de cuivre et de cadmium. Des études sont menées pour la production de produits germanifères.

i) A l'usine de fabrication d'acide sulfurique de la Sogechim, on a achevé l'établissement de 4 fours de grillage et construit 3 nouveaux fours, ce qui porte leur nombre à un total de 18.

e) Charbonnage de la Luena.

L'exploitation des chantiers, tant à Kisulu qu'à Luena, est maintenant complètement modernisée grâce à l'utilisation de draglines et de pelles électriques. La capacité de production est de ce fait sérieu-

sement augmentée et il sera possible de faire face à un accroissement de la demande.

f) Exploitations diamantifères du Kasai.

Aucun changement important n'est à signaler dans les exploitations du secteur de Tshikapa où l'on continue à étudier la rentabilité du retraitement de certains tailings.

Dans le secteur de Bakwanga, la modernisation des mines se poursuit très activement.

La centrale hydro-électrique Young, d'une puissance de 10.000 CV, est entrée en fonctionnement. Cela permet de pousser l'électrification des différents chantiers.

Pour l'enlèvement du stérile, on a acquis une grosse rotopelle et une excavatrice à godets. Les pelles mécaniques, utilisées surtout pour l'enlèvement du gravier, seront progressivement mues à l'électricité.

g) Exploitation de la société Bécéka-Manganèse.

Cette exploitation qui a débuté en 1950 s'est encore fortement développée en 1953. Les travaux continuent à se faire en carrière à ciel ouvert, avec utilisation de pelles mécaniques pour l'enlèvement des produits et transport par bennes Euclid jusqu'au quai de chargement des wagons.

L'étude de l'usine devant servir à la concentration du minerai moins riche est terminée et les travaux d'établissement de cette usine ont débuté.

Un syndicat a été constitué pour la fabrication des ferro-alliages et tout particulièrement du ferro-manganèse.

h) Asphaltes du Bas-Congo.

L'étude et l'exploitation à petite échelle du gisement continuent. On a commencé les travaux de construction de l'usine qui doit produire du bitume pur en partant des sables imprégnés. La mise en marche de cette usine est prévue au cours de l'année 1954.

i) Recherches pour cuivre et accompagnateurs dans le Moyen-Congo.

Les recherches sont poursuivies par sondages et tranchées dans les régions au sud et au sud-ouest de Léopoldville.

CHAPITRE II

USINES DE TRAITEMENT

A. — OR

Les mines de Kilo comptent huit usines de traitement. Aucun changement important n'est à signaler au cours de l'année sous revue concernant le mode opératoire de ces usines.

Les mines de Moto comptent neuf usines de traitement.

La première phase de la liaison Kilo-Moto a été réalisée par l'amenée du courant électrique en juillet 1953, au siège de Zani, courant venant de la centrale de Budana. La deuxième phase consistant en une dérivation, sur la ligne Budana-Zani, d'une bretelle vers Watsa, est en cours.

Des études sont en cours pour la valorisation sur place du minerai de spodumène (lithium) dont on trouve d'importantes quantités dans les gisements.

d) Groupe du cuivre.

En 1953, l'Union Minière du Haut-Katanga a encore poursuivi son effort de développement et de modernisation.

Pendant l'année sous revue, les travaux suivants ont été exécutés :

a) A la mine Prince Léopold, on a poursuivi les travaux d'extension des sections de broyage et de flottation. Ces travaux touchent à leur fin.

b) A l'usine d'électrolyse de Shituru, on a installé un septième groupe d'électrolyse.

c) A l'usine de Panda, une installation de filtres à sacs traite les fumées des fours électriques.

d) Au concentrateur de Kolwezi, on a développé les aires de stockage tandis que la section de broyage était renforcée par l'adjonction de deux rod mills.

e) A l'usine de Lubumbashi, on a monté un deuxième four de coulée.

f) A la centrale hydro-électrique Delcommune à N'Zilo, deux nouveaux groupes turbo-alternateurs de 30.000 kVA ont été mis en marche.

g) Les travaux pour l'établissement de la centrale Le Marinel sur le Lualaba sont activement poursuivis. Cette centrale, qui pourra normalement commencer à fonctionner en 1957, aura une puissance installée de 280.000 kVA et pourra produire annuellement 1.400 millions de kWh.

h) Pour le compte de Métalkat qui a commencé la production de zinc électrolytique, on établit des installations pour la récupération de cuivre et de cadmium. Des études sont menées pour la production de produits germanifères.

i) A l'usine de fabrication d'acide sulfurique de la Sogechim, on a achevé l'établissement de 4 fours de grillage et construit 3 nouveaux fours, ce qui porte leur nombre à un total de 18.

e) Charbonnage de la Luena.

L'exploitation des chantiers, tant à Kisulu qu'à Luena, est maintenant complètement modernisée grâce à l'utilisation de draglines et de pelles électriques. La capacité de production est de ce fait sérieu-

sement augmentée et il sera possible de faire face à un accroissement de la demande.

f) Exploitations diamantifères du Kasai.

Aucun changement important n'est à signaler dans les exploitations du secteur de Tshikapa où l'on continue à étudier la rentabilité du retraitement de certains tailings.

Dans le secteur de Bakwanga, la modernisation des mines se poursuit très activement.

La centrale hydro-électrique Young, d'une puissance de 10.000 CV, est entrée en fonctionnement. Cela permet de pousser l'électrification des différents chantiers.

Pour l'enlèvement du stérile, on a acquis une grosse rotopelle et une excavatrice à godets. Les pelles mécaniques, utilisées surtout pour l'enlèvement du gravier, seront progressivement mues à l'électricité.

g) Exploitation de la société Bécéka-Manganèse.

Cette exploitation qui a débuté en 1950 s'est encore fortement développée en 1953. Les travaux continuent à se faire en carrière à ciel ouvert, avec utilisation de pelles mécaniques pour l'enlèvement des produits et transport par bennes Euclid jusqu'au quai de chargement des wagons.

L'étude de l'usine devant servir à la concentration du minerai moins riche est terminée et les travaux d'établissement de cette usine ont débuté.

Un syndicat a été constitué pour la fabrication des ferro-alliages et tout particulièrement du ferro-manganèse.

h) Asphaltes du Bas-Congo.

L'étude et l'exploitation à petite échelle du gisement continuent. On a commencé les travaux de construction de l'usine qui doit produire du bitume pur en partant des sables imprégnés. La mise en marche de cette usine est prévue au cours de l'année 1954.

i) Recherches pour cuivre et accompagnateurs dans le Moyen-Congo.

Les recherches sont poursuivies par sondages et tranchées dans les régions au sud et au sud-ouest de Léopoldville.

CHAPITRE II

USINES DE TRAITEMENT

A. — OR

Les mines de Kilo comptent huit usines de traitement. Aucun changement important n'est à signaler au cours de l'année sous revue concernant le mode opératoire de ces usines.

Les mines de Moto comptent neuf usines de traitement.

La première phase de la liaison Kilo-Moto a été réalisée par l'amenée du courant électrique en juillet 1953, au siège de Zani, courant venant de la centrale de Budana. La deuxième phase consistant en une dérivation, sur la ligne Budana-Zani, d'une bretelle vers Watsa, est en cours.

L'usine de broyage et cyanuration de Zani a été mise en activité en août 1953.

La mise en marche de la section cyanuration de l'usine de Durba est prévue pour le début de l'année 1954.

Minière Tele : Les usines de la Minière Tele sont au nombre de quatre contre six en 1952. Aucun changement important n'a été apporté à ces usines au cours de l'année sous revue.

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 1953.

M.G.L. Sud : Aucun changement n'est à signaler, au cours de l'année 1953, à l'usine de broyage et de traitement de la M.G.L. Sud à Mobale. Une cellule de cyanuration a été mise en fonctionnement pour le traitement de certains tailings.

Cobelmin : Les travaux d'installation d'une usine hydro-électrique en vue de la mise en exploitation du gisement primaire du Mwendamboko du Secteur Namoya, ont débuté en 1953. Cette usine est située à Mangembe. Une usine avec cyanuration est prévue.

Sorekat : Une usine de broyage, d'une capacité de 1.000 t/mois de quartz aurifère, suivie d'une section d'amalgamation et d'une section de cyanuration, a été mise en marche en mai 1953. La section de cyanuration est encore au stade des essais.

L'extension de l'usine permettant de porter sa capacité à 2.000 t/mois, en doublant les appareils de traitement, est prévue pour 1954.

L'énergie nécessaire au fonctionnement de l'usine est fournie actuellement par un moteur Diesel A.B.C. de 108 CV.

B. — CASSITERITE

M.G.L. Centre : Une nouvelle usine pour le broyage et le triage des mixtes est en cours de montage. Cette usine sera actionnée par un groupe électrogène de 44 CV, Diesel.

Cobelmin : Une usine située à Kamilanga, d'une capacité maximum de 75 t/h, est en cours d'installation pour le traitement du minerai de la carrière filonienne de Nyangulube, du Secteur de Kampenc.

Cette usine comprendra une section de débouillage, une section de tamisage, une section de concassage, une section de concentration par Pan American jigs et Denver jig, une section de récupération des produits fins par tables à secousses et une section de finissage avec tamis électromagnétique et séparateur électromagnétique.

L'installation sera alimentée en énergie par une centrale hydroélectrique d'une puissance installée de 1.000 kVA construite sur la rivière Kunda.

Dans le secteur de Shabunda, sont en cours de réalisation les travaux préparatoires à l'installation d'une centrale hydroélectrique destinée à fournir la puissance nécessaire aux exploitations alluvionnaires du groupement de Tshonka. Cette centrale sera équipée de deux turbines de 2×500 CV.

Dans le secteur de Kailo, les travaux d'aménage-

ment de la centrale hydroélectrique de l'Ambwe ont aussi été entrepris dans le courant de l'année 1953. Cette centrale sera équipée de trois turbines de 3×1.000 CV.

Géomines : Au cours de l'année sous revue, deux laveries ont dû être arrêtées faute d'alimentation en minerai altéré.

L'extension de l'importante usine de broyage et de traitement des pegmatites dures, qui consiste à doubler les appareils de l'usine existante, est toujours en cours. La modification comportant le criblage sous eau du minerai avant son passage dans les broyeurs à barres était prévue pour fin 1953.

Sermikat : Au cours de l'année sous revue, il y avait neuf laveries mécaniques en activité à la Sermikat soit :

sept laveries pour le groupement Kibara
deux laveries pour le groupement Bukena.

Les laveries du groupement Kibara sont du type à « Pan American Jigs » ou du type à « pans rotatifs » et n'ont pas subi de modifications en 1953.

Les laveries de Bukena sont du type à « Pan American Jigs ». Le gisement de Bukena ne contenant que de la fine cassitérite, le traitement du gravier stannifère a dû être modifié en conséquence.

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 1953.

b) *Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères et cupro-cobaltifères de Kolwezi.*

Au cours de l'année sous revue, l'installation d'une nouvelle section de broyage à sec a été terminée. Des améliorations ont été apportées dans la section de broyage humide par l'installation de broyeurs à barres en tête du circuit permettant un meilleur fonctionnement de la section flottation.

c) *Laverie de Ruwe.*

Cette laverie traite le minerai oxydé de la mine de Ruwe. Aucune modification importante n'a été apportée à cette laverie au cours de l'année sous revue.

d) *Laverie de Kamoto.*

Cette laverie traite le minerai cobaltifère oxydé de la mine de Musonoie.

Aucune modification importante n'a été apportée à cette laverie depuis l'an dernier.

e) *Laverie de Ruashi.*

Cette laverie traite du minerai en provenance de Lukuni et des anciens remblais de Ruashi. Vers la

fin de l'année sous revue, elle a traité également du minerai en provenance de l'Étoile, mine récemment remise en activité aux dépens de la mine de Lukuni actuellement abandonnée.

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.

Au cours de l'année 1953 ont été installés, dans le hall de convertissage, un second four de coulée ainsi qu'un troisième pont roulant. Le montage d'une deuxième chaîne de coulée, achevant le déboulement des appareils de coulée, est prévu pour 1954.

Cette usine a produit au cours de l'année 1953, suivant les mêmes processus décrits précédemment :

- 1) du Cuivre U.M.P.C.
- 2) du Cuivre U.M.P.C. désarsénié.

b) Usine de Shituru.

Quelques changements et améliorations à certaines sections de l'usine ont été apportés au cours de l'année sous revue. A la section de broyage, une installation de flottation a été prévue pour permettre la séparation du minerai cobaltifère, dont la teneur en cuivre est trop élevée, pour passer directement à la section de lixiviation pour cobalt.

A la section de lixiviation, l'installation d'une trémie de 2.000 t de capacité, la construction de trois mélangeurs répulpeurs et l'installation de deux nouvelles rangées de quatre pachucas ont été terminées.

On a centralisé dans un nouveau hall la section de décuivrage tertiaire, la section de décobaltage ainsi que la section de dénichelage.

L'installation d'un septième groupe de 8.000 A

× 500 V pour la section électrolyse du cuivre a été terminée en 1953.

Usine des fours électriques de Panda.

La nature des produits traités et les procédés d'élaboration des divers métaux n'ont pas changé au cours de l'année 1953.

Les cinq fours électriques existants ont été en activité ainsi que le four d'alliage Braeckelsberg.

L'alliage rouge et le cuivre U.M.O. des fours électriques, sont transformés, par le four d'affinage, en cuivre U.M.O.S. destiné aux usines de Jadotville-Shituru pour la fabrication des anodes solubles.

Usine d'électrolyse et de fusion du cobalt.

Aucune modification importante n'a été apportée à cette usine au cours de l'année sous revue.

Une nouvelle installation de filtres à sacs Birtley, de plus grande capacité que l'ancienne, pour dézingage au cours du raffinage aux fours électriques, a été réalisée.

c) Usine « Métalkat » à Kolwezi.

Usine à zinc électrolytique.

Le montage de cette usine traitant les blends grillées, fournies par l'usine de la Sogechim, a été terminé. Les essais de l'usine Métalkat, commencés au début de 1953, ont été terminés en juillet dernier. A partir de cette date, l'usine est passée au stade d'exploitation, mais à mi-capacité.

Après broyage humide, lixiviation et filtrage des blends grillées, la solution décuivrée est électrolysée. Les cathodes de zinc sont envoyées à la fonderie pour être transformées en lingots.

Une usine annexe pour le traitement des boues cuivreuses est en construction et son fonctionnement est prévu pour 1954. Une usine annexe pour le traitement des ciments au cadmium est aussi en construction. Le démarrage de cette usine est prévu pour avril 1954.

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 DIAMANTIFÈRES 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 vapeur ont été remplacés par des sècheurs à rayons infrarouges.

Dans le secteur de Bakwanga, la nouvelle centrale Young à Tshala, d'une puissance de 10.000 CV a

été inaugurée. Il faut noter l'installation, dans certaines mines de ce secteur, d'appareils log-washer pour le traitement de gravier très argileux.

Aucun changement notable n'a été apporté au cours de l'année sous revue à la Centrale de triage de Bakwanga.

CHAPITRE III CARRIÈRES

En 1953, 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 1.400.000 tonnes 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 carrières permanentes. Ce chiffre est en augmentation de plus de 65 % sur celui de 1952. Il est à remarquer que près de la moitié de la production se fait dans la région de Léopoldville qui connaît dans ce domaine un essor remarquable.

Il faut faire remarquer 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 croissent très rapidement, 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 1953 :

Explosifs de la classe 2 ou des dynamites	3.287 tonnes
Explosifs de la classe 1 ou des poudres	1,1 tonne
Détonateurs ordinaires	3.204.330
Détonateurs électriques :	
ordinaires	272.890
à temps	443.900
Mèches bickford	7.654.700 mètres
Cordeau détonant	1.100.100 mètres

Par rapport à l'année 1952, nous constatons un accroissement d'environ 13 % 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 est en concordance avec l'accroissement en volume de la production minière.

Production.

La Société Afridex a fabriqué en 1953, dans ses usines situées à Kakontwe et à Manono, 2.233 tonnes d'explosifs de la classe des dynamites à base de chlorate de soude. Ceci représente une augmentation de la production d'explosifs de 32 % environ par rapport à celle de l'année 1952. La fabrication locale couvre actuellement 60 % de la consommation et cette proportion pourra encore être augmentée dans l'avenir.

CHAPITRE V MAIN-D'ŒUVRE

I. — SITUATION

Les effectifs européens et indigènes, employés au 31 décembre 1953 dans les exploitations minières du

Congo Belge et du Ruanda-Urundi, se présentent comme suit :

Provinces	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	39	578
Kasai	271	18.119
Katanga	2.076	30.009
Kivu	411	40.722
Orientale	206	19.610
Total :		
Congo belge	3.003	109.038
Ruanda-Urundi	173	18.657
Total Congo belge et Ruanda-Urundi ...	3176	127.695

L'équipement moderne des carrières se poursuit favorablement, tout spécialement dans la région de Léopoldville.

Production: Environ 1.400.000 tonnes 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 carrières permanentes. Ce chiffre est en augmentation de plus de 65 % sur celui de 1952. Il est à remarquer que près de la moitié de la production se fait dans la région de Léopoldville qui connaît dans ce domaine un essor remarquable.

Il faut faire remarquer 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 croissent très rapidement, 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 1953 :

Explosifs de la classe 2 ou des dynamites	3.287 tonnes
Explosifs de la classe 1 ou des poudres	1,1 tonne
Détonateurs ordinaires	3.204.330
Détonateurs électriques :	
ordinaires	272.890
à temps	443.900
Mèches bickford	7.654.700 mètres
Cordeau détonant	1.100.100 mètres

Par rapport à l'année 1952, nous constatons un accroissement d'environ 13 % 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 est en concordance avec l'accroissement en volume de la production minière.

Production.

La Société Afridex a fabriqué en 1953, dans ses usines situées à Kakontwe et à Manono, 2.233 tonnes d'explosifs de la classe des dynamites à base de chlorate de soude. Ceci représente une augmentation de la production d'explosifs de 32 % environ par rapport à celle de l'année 1952. La fabrication locale couvre actuellement 60 % de la consommation et cette proportion pourra encore être augmentée dans l'avenir.

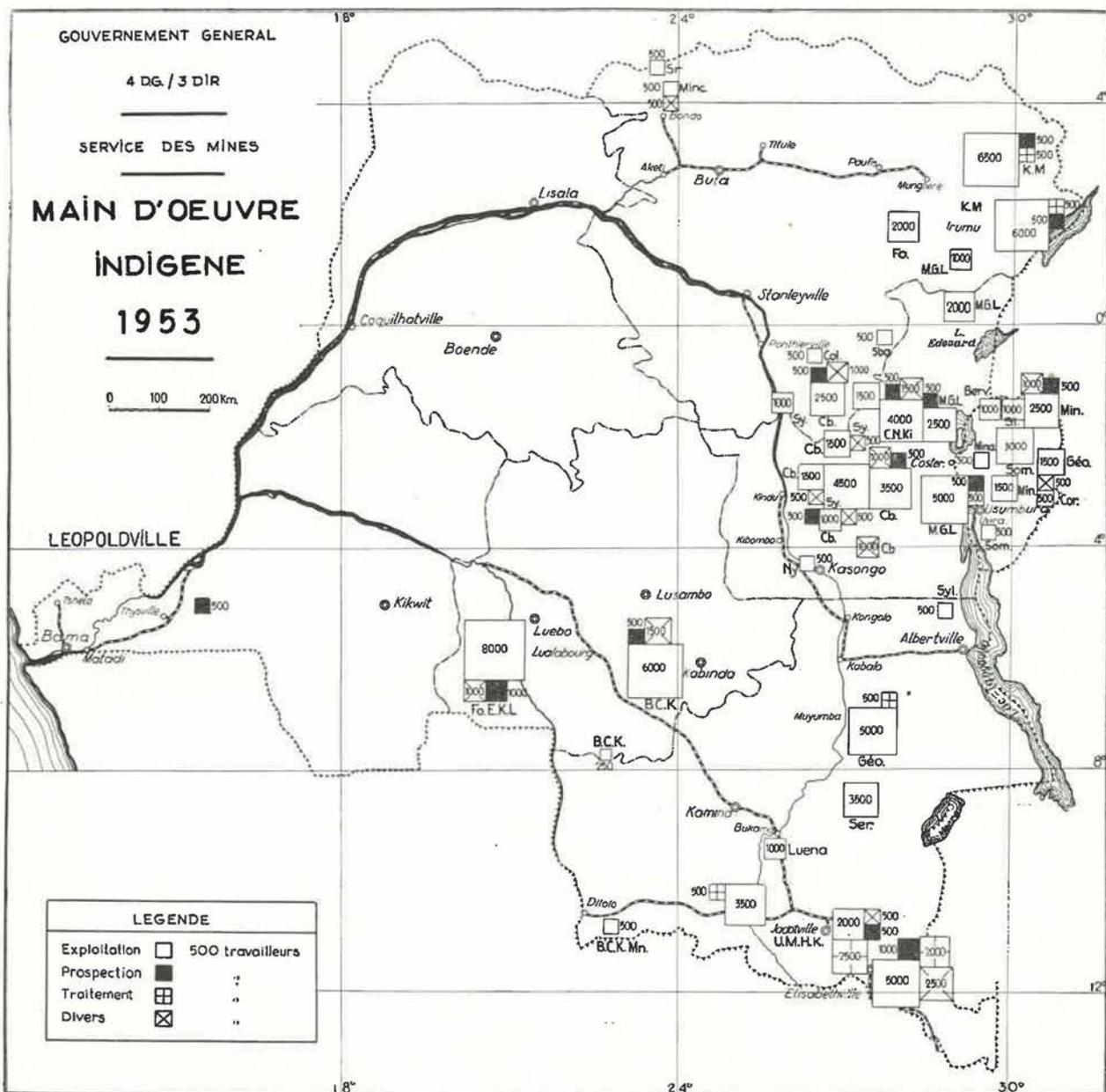
CHAPITRE V MAIN-D'ŒUVRE

I. — SITUATION

Les effectifs européens et indigènes, employés au 31 décembre 1953 dans les exploitations minières du

Congo Belge et du Ruanda-Urundi, se présentent comme suit :

Provinces	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	39	578
Kasaï	271	18.119
Katanga	2.076	30.009
Kivu	411	40.722
Orientale	206	19.610
Total :		
Congo belge	3.003	109.038
Ruanda-Urundi	173	18.657
Total Congo belge et Ruanda-Urundi ...	3176	127.695



Répartition par province au 31 décembre 1953

	Léopoldville	578	travailleurs
	Kasaï	18.119	»
	Katanga	30.009	»
	Kivu	40.722	»
	Orientale	19.610	»
Total.	Congo belge	109.038	»
	Ruanda-Urundi	18.657	»
	Total C.B. + R.-U.	127.695	»

La comparaison avec les effectifs employés au 31 décembre 1952 permet de dégager les faits suivants :

a) Dans la province de **Léopoldville**, les effectifs sont en augmentation du côté de la M.O.E. et en diminution pour la M.O.I. Ce personnel est occupé, en majeure partie, à des travaux de prospection.

b) Dans la province **Orientale**, le mouvement amorcé les années précédentes se poursuit et nous constatons encore une diminution tant de la M.O.E. que de la M.O.I. Les exploitations minières de cette province sont presque exclusivement aurifères et on y assiste à la disparition progressive des exploitations alluvionnaires. Comme le chiffre de production s'est amélioré, nous constatons donc une augmentation sérieuse de la productivité de la main-d'œuvre, due en ordre principal à la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto et à la Minière Tele.

c) Dans la province du **Kivu**, la M.O.E. est en augmentation et la M.O.I. en diminution. La production y est cependant en notable augmentation dans le secteur de la cassitérite et de ses accompagnateurs. Nous constatons donc une augmentation de la productivité due à la modernisation des exploitations qui progresse surtout au Maniéma et à la chute des cours qui oblige les exploitants à suivre de près leur prix de revient.

d) Dans la province du **Katanga**, la M.O.E. augmente et la M.O.I. diminue. Comme dans tous les secteurs la production est en augmentation, nous constatons donc surtout un accroissement de la productivité de la M.O.I.

e) Dans la province du **Kasaï**, la M.O.E. et la M.O.I. sont en augmentation, l'accroissement étant relativement plus important pour la M.O.E. Dans l'ensemble, la productivité de la M.O.I. est en augmentation.

f) Dans le **Ruanda-Urundi**, il y a une légère diminution tant de la M.O.E. que de la M.O.I. Cette situation est attribuable à la chute des cours de la cassitérite et de la wolframite qui constituent les principales productions minières du pays. La production étant cependant en augmentation dans son ensemble, il y a un accroissement de la productivité de la main-d'œuvre.

g) **Pour l'ensemble des mines du Congo belge et du Ruanda-Urundi**, le total des effectifs employés au 31 décembre 1953 marque, par rapport aux effectifs recensés au 31 décembre 1952, une augmentation de la M.O.E. de 94 unités et une diminution de la M.O.I. de 4.483 unités. Cette 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	—	—	—	—	32	381	7	197
Kasaï	179	14.426	—	—	31	1.527	61	2.166
Katanga	877	19.736	535	5.130	87	1.587	577	3.556
Kivu	237	31.918	12	407	56	2.563	106	5.834
Province Orientale ..	169	17.491	15	1.084	19	875	3	160
Total :								
Congo belge	1.462	83.571	562	6.621	225	6.933	754	11.913
Ruanda-Urundi	115	14.719	—	—	32	2.394	26	1.544
Total Congo belge et Ruanda-Urundi	1.577	98.290	562	6.621	257	9.327	780	13.457

On remarque à la lecture de ce tableau que la main-d'œuvre indigène occupée aux travaux d'exploitation continue à diminuer sérieusement. Par contre, le nombre d'ouvriers employés aux usines de traitement et dans les services divers ne varie guère. De même, le personnel consacré aux prospections ne varie pas, ce qui démontre que les sociétés minières ne perdent pas de vue leur avenir.

II. — PRODUCTIVITE DE LA MAIN-D'ŒUVRE

Dans les tableaux ci-après, il a été calculé les rendements moyens en poids et en valeur de la main-d'œuvre employée dans les mines. Ces rendements

ont été obtenus en divisant, soit le poids de la production, soit la valeur de réalisation de la production, par les chiffres des effectifs totaux occupés au 31 décembre 1953. 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 1953. 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 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	196	18.950	24,90	1.437.600	0,257	14.869
Or filonien	100	7.905	65,30	3.769.500	0,826	47.685
Cassitérite, mixtes, minerais associés	538	41.681	35.972	3.243.500	464	41.866
Charbon	24	988	13.133 t	4.727.900	319 t	114.849
Diamants du Lubilash .	169	7.447	71.101 c	4.337.200	1.613 c	98.427
Diamants du Kasai ...	89	10.271	6.337 c	1.470.400	55 c	12.741
Cuivre, cobalt, manganèse, zinc, argent, cadmium.	1.830	20.864	375.133	5.830.500	32.003	511.399
Pour tout le Congo ...	2.946	108.106		4.769.500		129.973

Ruanda-Urundi.

Or	5	924	25,77	1.489.200	0,139	8.058
Cassitérite, mixtes et minerais associés	150	16.347	23.920	2.368.300	219	21.732
Bastnaésite	2	433	183.412	6.606.000	847	30.512
Pour tout le Ruanda-Urundi	157	17.704		2.394.300		21.233

De l'examen des deux tableaux ci-dessus et de la comparaison avec les chiffres correspondants de l'année 1952, on arrive aux conclusions suivantes :

a) Par rapport à 1952, la productivité calculée en poids que nous dénommerons la productivité en volume de la M.O.I., est en augmentation dans les exploitations d'or alluvionnaire qui comprennent tous les gisements détritiques et se situe à 257 grammes contre 237 grammes l'an passé. La productivité en valeur augmente moins, par suite de la diminution de la prime sur l'or vendu au marché libre, et passe à 14.869 F contre 14.551 F il y a un an.

En 1948, dans de telles exploitations, la productivité en volume était de 172 grammes et la productivité en valeur de 8.453 F.

Comme il s'agit d'exploitations qui sont, en grande partie, restées au stade manuel, l'augmentation de la productivité en volume a été obtenue, en majeure partie, par l'exploitation de gisements à teneurs plus élevées, ce qui continue à réduire sérieusement les réserves encore exploitables.

b) Dans les exploitations d'or provenant des gîtes primaires, la productivité en volume a augmenté encore et est portée à 826 grammes contre 756 grammes l'an passé.

Depuis 1948, la productivité en volume de la M.O.I. dans de telles exploitations est passée de 370 grammes à 826 grammes et a donc plus que doublé. Ce résultat a pu être obtenu grâce au développement de la mécanisation, tout particulièrement

à la Société des Mines d'Or de Kilo-Moto.

c) Dans les exploitations de cassitérite et de minerais mixtes et associés, la productivité en volume de la M.O.I. s'est accrue jusque 464 kg contre 402 kg l'an passé. La productivité en valeur s'est établie à 41.866 F contre 39.469 F, et ce, malgré la chute de prix de la cassitérite et de la wolframite.

En 1948, la productivité en volume était de 421 kg et la productivité en valeur d'environ 28.000 F. La chute des cours a augmenté la teneur limite exploitable.

d) Dans les exploitations de charbon, la productivité en volume de la M.O.I. s'est notablement accrue à 319 t en 1953 contre 223 t en 1952. Cette situation est due en ordre principal à la modernisation des exploitations de la Luena.

En 1948, la productivité en volume était de 119 t.

e) Dans les exploitations de diamant du Lubilash du secteur de Bakwanga, la productivité en volume a encore légèrement augmenté et se situe à 1613 carats contre 1603 carats l'an passé. La productivité en valeur est passée de 97.808 F à 98.427 F.

Depuis 1948, la productivité en volume est passée de 631 carats à 1613 carats, grâce à un effort de mécanisation qui a été poursuivi sans arrêt.

f) Pour le diamant du Kasai, la productivité en volume est tombée de 59 carats en 1952 à 55 carats en 1953. En 1948, cette productivité en volume était de 46 carats. L'augmentation n'est donc pas fort importante et s'explique par le fait que les gise-

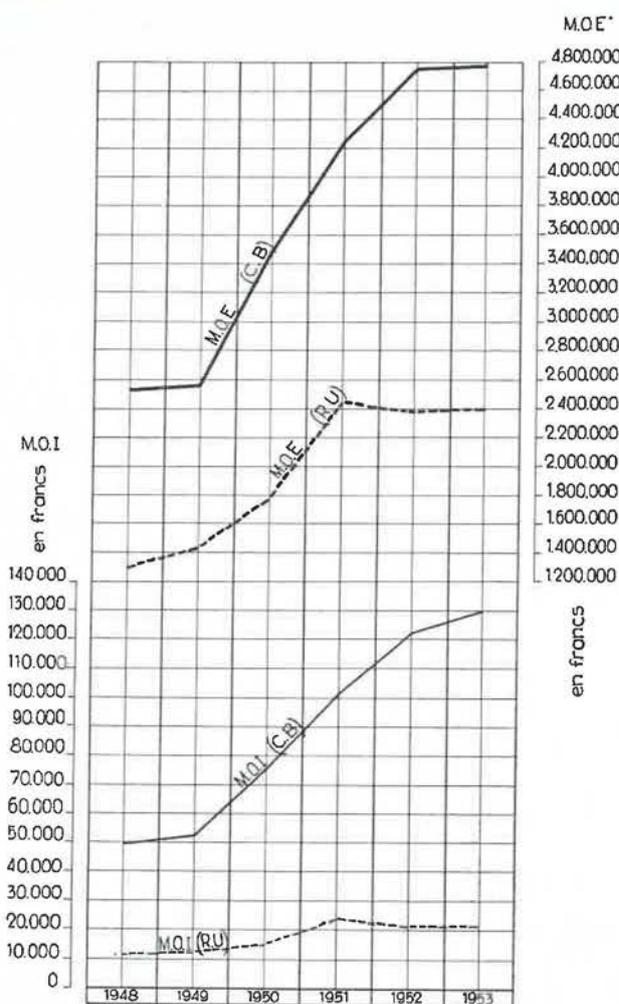


Fig. 6. — Rendement en valeur de la M.O.

g) Dans les exploitations du sud du Katanga, groupe du cuivre et manganèse, la productivité en valeur se maintient à plus de 511.000 F, quoiqu'il ne soit pas tenu compte de la production du minerai d'uranium et que le prix du cuivre ait légèrement baissé au cours de l'année 1953. Ce chiffre se situe aux 2/3 de la productivité en valeur de l'ouvrier américain et est plus élevé que le chiffre correspondant de l'ouvrier européen.

h) Pour l'ensemble des mines du Congo Belge, la productivité en valeur se situe à près de 130.000 F et se rapproche assez bien du chiffre correspondant du mineur belge.

i) Pour le Ruanda-Urundi, nous constatons une augmentation des productivités en volume et en valeur pour la cassitérite et ses accompagnateurs et pour la bastnaésite. Pour l'or, par contre, il y a diminution. Comme je l'ai déjà signalé à plusieurs reprises, l'absence de force motrice bon marché dans cette région et la multiplicité des petites exploitations sont un sérieux handicap au développement de la mécanisation.

j) Le diagramme fig. 6 donne la variation de la productivité en valeur de la main-d'œuvre de 1948 à 1953.

Pour les mines du Congo Belge, cette productivité n'a cessé d'augmenter de façon continue et passe ainsi d'environ 50.000 F en 1948 à environ 130.000 F en 1953. Cette évolution est entièrement encourageante et a permis une augmentation substantielle des salaires et des avantages consentis à la main-d'œuvre indigène.

Pour le Ruanda-Urundi, l'allure de la courbe est différente. Elle passe par un maximum en 1951 et l'augmentation relative est moins importante qu'au Congo Belge. On voit immédiatement qu'il n'est pas possible, sans menacer la vie des entreprises, d'exiger que la main-d'œuvre soit rémunérée sur les mêmes bases qu'au Congo Belge. Il faut pour cela que la productivité puisse augmenter sérieusement, ce qui implique qu'au préalable la question de la fourniture d'énergie bon marché soit résolue.

ments s'épuisent et que jusqu'à présent on ne les a guère modernisés.

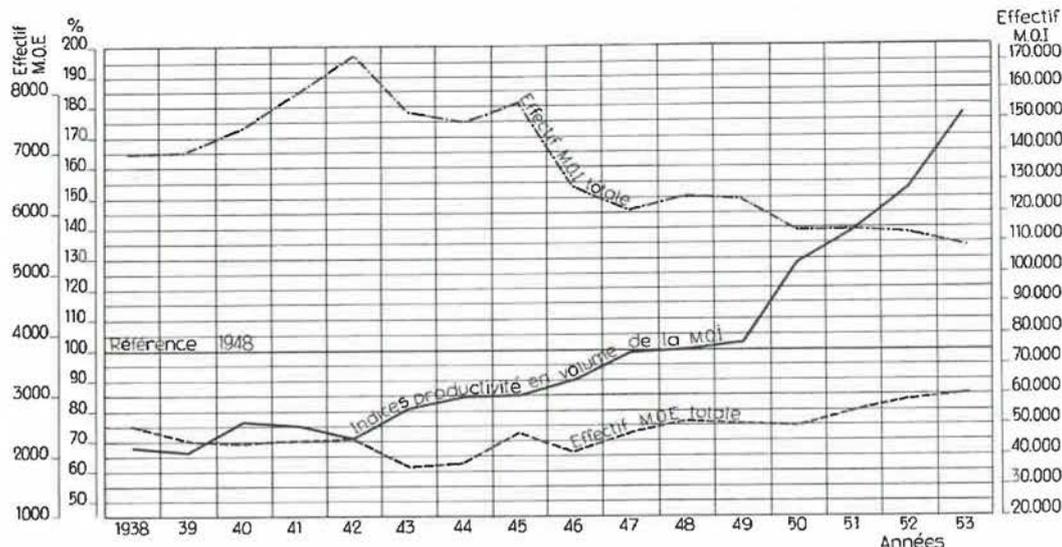


Fig. 7. — M.O. et productivité en volume au Congo belge

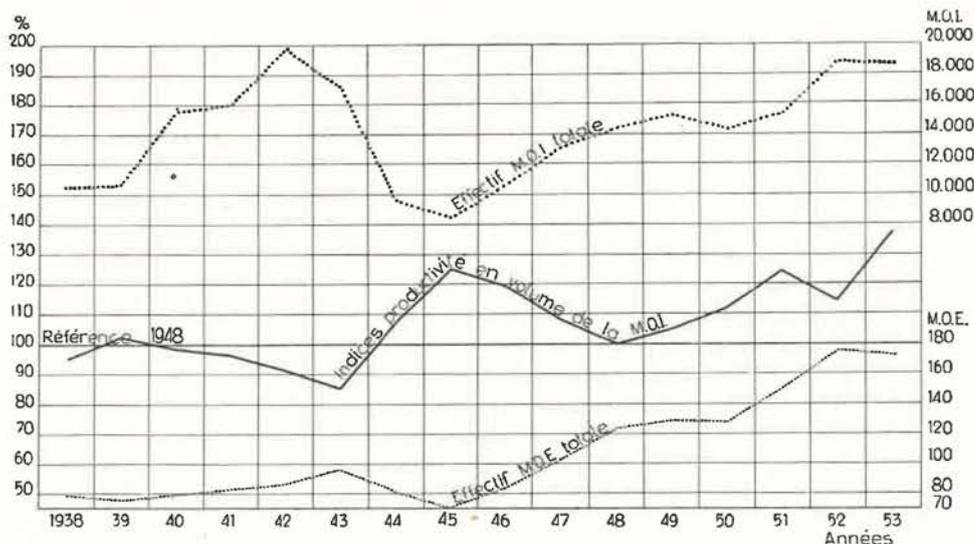


Fig. 8. — M.O. et productivité en volume au Ruanda-Urundi

III. — VARIATIONS DE L'INDICE DE LA PRODUCTIVITE EN VOLUME ENTRE LES ANNEES 1938 ET 1953

Au chapitre de la production, nous avons donné le mode de calcul de l'indice pondéré du volume de la production pour l'ensemble des mines du Congo Belge, l'année 1948 étant prise égale à 100. Nous avons fait le même calcul pour l'ensemble des mines du Ruanda-Urundi.

En divisant cet indice par le chiffre de la main-d'œuvre employée à la fin de chaque année et en considérant comme 100 le résultat de l'année 1948, nous obtenons un indice de la productivité en volume de la main-d'œuvre.

Pour les mines du Congo Belge, le diagramme fig. 7 montre qu'à part une légère inflexion au cours de la guerre, la courbe est continuellement ascendante. En fin de compte, l'indice passe de 67 en 1938 à 177 en 1953. Les progrès sont surtout frappants à partir de l'année 1949 où l'indice était de 102. La montée de cet indice reflète la progression dans la modernisation des mines qui s'est surtout poursuivie depuis 1949.

Pour les mines du Ruanda-Urundi l'allure est toute différente. Le chiffre de 1938 étant de 95, celui de 1953 ne s'élève qu'à 137. La progression est beaucoup plus lente et la principale raison de cet état de choses est l'absence d'énergie à bon marché qui s'oppose à la modernisation des mines et à l'augmentation plus rapide de la production.

IV. — 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.

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

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 a par contre tendance à diminuer, le rapport entre la main-d'œuvre indigène et la main-d'œuvre européenne d'encadrement diminue chaque année. En 1948 nous trouvions, en moyenne, environ 52 indigènes par européen. Ce chiffre en 1953 est descendu à environ 40.

Léopoldville, le 21 août 1954
 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 54

Fiche n° 10.882

C. ROSOFF. Application des procédés Schlumberger d'étude géophysique des sondages aux problèmes hydrologiques et miniers. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1954, juillet, p. 673/719, 43 fig.

Note d'introduction de J. Allan (du N.C.B.). Depuis plus de deux ans, les procédés Schlumberger sont utilisés en Angleterre à la recherche du charbon. Dès le début, on s'est rendu compte que les changements rapides de la nature des roches du houiller exigeaient, pour être observés, certains raffinements de la technique et de l'interprétation qui ont été effectivement introduits. A l'heure actuelle, une description suffisamment détaillée des roches peut être faite à partir des diagrammes seuls.

L'article donne des renseignements très détaillés, par un expert de la maison, sur les points suivants :

1) résistivité des roches - 2) mesure de cette résistivité - 3) résistivité apparente - 4) détermination directe de la résistivité de l'eau dans une couche : polarisation spontanée - 5) exemple pratique d'étude de couches poreuses perméables - 6) limitations du carottage électrique - 7) microlog : application au charbon - 8) détection du charbon par résistivité : Latérollog - 9) méthodes radioactives : a) radioactivité naturelle, b) provoquée - 10) mesures thermométriques - 11) mesures du pendage - 12) échantillonnage latéral - 13) exemples d'utilisation systématique des procédés géophysiques dans les sondages de reconnaissance minière.

Bibliographie.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 114

Fiche n° 10.769

W. HELLSTROM. Erfahrungen mit einem neuen Gefrierabteufverfahren beim Abteufen des Entwässerungsschachtes Bruno. *Expérience d'un nouveau procédé de fonçage par congélation lors du fonçage du puits d'exhaure Bruno*. — *Bergbautechnik*, 1954, juin, p. 312/320, 22 fig.

Coupe géologique de la région de Fürstenberg où l'on extrait des lignites sous 70 m de morts-terrains très aquifères et où l'on n'a pas pu abaisser le niveau hydrostatique par des sondages jaillissants, même en grand nombre. L'auteur proposa de créer à une certaine distance du puits un simple mur de glace protecteur vis-à-vis des eaux sans congeler la masse du terrain; à l'extérieur, on procéderait à l'abaissement du niveau d'eau par sondages. Les sondages pour congélation, au nombre de vingt, étaient répartis sur un cercle de 18 m; vingt autres trous devant servir d'abord à la congélation, puis comme sondes jaillissantes, étaient répartis sur un cercle de 20 m de diamètre. Précautions pour assurer la verticalité, contrôle de cette dernière et des températures. Fonçage proprement dit à l'abri du mur de glace; étude des roches traversées, notamment des sables aquifères. Décongélation; variation des températures; sondages jaillissants, modifications à prévoir en cas de nouvelle application de procédé; limite de la profondeur qu'on peut atteindre (100 à 200 m). Difficultés de creusement des recettes et amorces de galeries en terrain gelé.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. B 4110

Fiche n° 10.767

A. SCOTT et W. NOBLE. Machine mining : concentration in space and time. *Mécanisation : concentration dans l'espace et dans le temps.* — *Iron and Coal T.R.*, 1954, 9 juillet, p. 99/100, 1 fig.

Dans une conférence présentée à Sheffield le 7 juillet 1954, les auteurs ont donné le schéma d'une taille avançant de 2,40 à 3 m par jour. Le principe découle de la constatation suivante. En groupant, d'une part, abatteurs et chargeurs et, d'autre part, tous les autres ouvriers du chantier et rapportant leur nombre respectif de journées aux 1000 t abattues, on constate qu'aux E.-U. il y a plus d'abatteurs que d'autres ouvriers; au contraire, dans une mine anglaise prise comme exemple, il y a trente abatteurs pour cent-vingt ouvriers.

La double unité du type anglais est bien connue. Dans ce cas, on a généralement deux tailles de 110 à 130 m dégagées par convoyeurs à bande et trois galeries séparées par des épis de remblais redoublés au droit des galeries. Le convoyeur blindé s'accommode bien d'une longueur de taille de 200 m. D'autre part, le creusement des galeries avec remblayage aux parois est estimé peu compatible avec les grands avancements, du moins au point de vue économique. Enfin, on sait expérimentalement que le charbon se fissure jusqu'à une distance de 25 m environ en bordure d'une exploitation. De ces données découle le schéma proposé :

Taille unique à convoyeur blindé de 200 m avec pilier de charbon de 54 m entre deux tailles (à prendre en retour) et galerie de transport ou d'aéragé au milieu de ce pilier.

L'arrière-taille est foudroyée (des passages en veine sont ménagés le long des piliers, avec recoupes de place en place jusqu'à la galerie de transport ou d'aéragé).

La méthode est utilisée dans une certaine mine pour exploiter une couche demeurée au-dessus d'une couche exploitée. On estime que la double unité demanderait douze postes de plus par mille tonnes.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 21

Fiche n° 10.916

J. TAHON. Abattage à l'explosif dans la couche-veine de 0,90 au siège de Crachet-Picquery. — *Explosifs*, 1954, n° 2, p. 43/50, 9 fig.

Exploitation entre les niveaux de 906 et 976 m, pente de 12 à 15°, sous la faille Masse dans le massif de Grisœuil (3^{me} catégorie). Longueur de taille 120 m, évacuation par cheminée jusqu'au niveau inférieur (clivage, pente N-E 45°). Soutènement du chantier en étaçons Gerlach (type 1937 : avec plaque d'acier dans la serrure) - bèles métalliques Van Wersch en acier de 1,25 m - taille foudroyée totalement sauf épi le long des galeries - voies en béton - redoublement en cadres, type C 38 ou B 38 après le passage de la taille. Un seul rebattage de 0,60 à 0,80 (par contre, entretien important de la

cheminée). Différents modes d'abattage ont été utilisés. L'abattage au piqueur a été chronométré : le temps d'utilisation du piqueur a été trouvé de 50 à 55 % du temps de présence en taille - temps de boutage 25 à 30 % - temps de boisage 10 %, prix de revient avec couloir oscillant 128,63 F/t. Essai par tir avec détonateurs instantanés : trous de mine de 1,40 m, espacés de 1,30 m en fond de trou, alternativement normaux et inclinés de 35° à 40°, écartement du couloir de 1,20 m du front de forage - 192 g expl/t - prix de revient : 105,79 F/t. Essai dans les mêmes conditions avec détonateurs à micro-retard (dérogation) - prix de revient : 103,56 F/t. Remplacement des couloirs oscillants par un panzer : trous de mine rapprochés à 0,80 m, bourrage préfabriqué en tubes Demellenne (Eau + Ca Cl₂ + KMnO₄). Des détails sont donnés sur la méthode qui amène un prix de revient de 97,31 F/t. Enfin, un système mixte : marquage à l'explosif, abattage au piqueur, a donné comme prix de revient 100,30 F/t.

Conclusion : prix de revient à l'explosif (Lefèvre.

Explosifs, 1953, n° 2) : $P_m = \frac{30}{1,8 \times 0_2}$ où 0 représente

l'ouverture. Pour l'abattage au piqueur : $P_m = \frac{t \times s}{r}$ où t = % du temps effectif d'abattage au

temps de présence, s = salaire moyen, r = rendement à veine en tonnes. La comparaison des deux formules permet de choisir dans chaque cas la solution la plus avantageuse.

IND. C 2212

Fiche n° 10.913

R. SHEPHERD. Rotary drilling of shotholes : softeners. *Le forage rotatif des trous de mine : les amollisseurs.* — *Colliery Guardian*, 1954, 19 août, p. 223/231, 8 fig. - *Transactions of the Inst. of Min. Eng.*, 1954, août p. 1029/1053, 8 fig.

En 1952, il y avait en Angleterre 6.369 perforatrices rotatives et 6.693 marteaux percutants. Depuis cette date, le nombre de perforatrices rotatives électriques et à air comprimé s'est beaucoup accru. Le forage rotatif revient à 70 % du prix du forage percutant. Le rendement de l'air comprimé est faible. En vue d'accroître le rendement, des essais avec les amollisseurs ont été commencés il y a cinq ans à l'Université de Sheffield. Une nouvelle forme de taillant a été étudiée qui donne des résultats supérieurs pour le creusement des calcaires (prolongement central de petit diamètre servant de guide), il ne convient cependant pas (jusqu'à présent) pour le creusement des schistes (engorgement).

Des essais ont été aussi effectués avec les amollisseurs : chlorure de sodium, d'aluminium, de magnésium, de thorium, carbonate de soude, acide chlorhydrique. On constate que le remplacement de l'eau par des solutions faibles (< 1/2 % sauf pour le premier) provoque un ramollissement de la roche, elle se laisse plus facilement rainurer. Au delà d'une teneur optimum le phénomène décroît. Des diagram-

mes sont donnés avec, en ordonnée, le pourcentage d'accroissement du taux de forage et, en abscisse, la teneur en agent actif. Le pH des solutions est déterminé. Le prix de revient du procédé est peu élevé et le gain de temps important. Pour un trou de 6 pieds demandant normalement 4 minutes, il y a un gain de 1,8 et 1,6 min (suivant la roche) avec le chlorure d'aluminium, sauf pour le calcaire où le NaCl est préférable et donne 0,40 min.

Discussion dans *Colliery Guardian*, 1954, 2 septembre, p. 307/308.

IND. C 240 et C 232

Fiche n° 10.895

H. GRIMSHAW et W. SHEPHERD. New testing procedure for Eq. S and sheathed explosives. *Nouvelle procédure d'essai pour explosifs gainés et équivalents*. — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep.*, n° 98, 1954, juillet, 14 p. - Résumé dans *Iron and Coal T.R.*, 1954, 6 août p. 354/355.

En Angleterre, les explosifs à utiliser dans les mines grisouteuses ou poussiéreuses sont soumis à des essais depuis 1897. L'emploi d'une gaine a accru la sécurité et n'a donc pas demandé de réglementation spéciale.

En 1946, le S.M.R.E., à l'instigation de la Nobel Division de I.C.I. Ltd, et en collaboration avec elle, a entamé des recherches sur les explosifs avec produits de la gaine intimement mélangés. Ce travail a été fructueux et a conduit, en 1949, à l'introduction d'une nouvelle classe d'explosifs, les Eq. S (équivalents aux gainés). Il en est résulté une série d'essais spéciaux en galerie pour garantir l'équivalence de sécurité avec l'explosif gainé. L'expérience acquise a permis de reprendre le problème dans son ensemble et de soumettre les explosifs équivalents et les gainés eux-mêmes à une procédure d'essais qui est entrée en application le 1^{er} septembre 1953.

Le texte expose les essais imposés. On a notamment observé (comme M. Audibert l'avait déjà signalé en 1947) que le bourrage dans certaines conditions pouvait accroître le risque d'inflammation avec un tir faisant canon, spécialement avec les explosifs affaiblis. C'est pourquoi l'essai avec bourrage a été inclus dans les prescriptions : il y a ainsi trois séries d'essais à reproduire cinq fois : sans bourrage, avec bourrage court, danger grisou, danger poussières. Pour le danger de décapitation, la gaine est à enlever pour un des essais.

IND. C 40

Fiche n° 10.701

R. LANSDOWN. Longwall face mechanization. *La mécanisation des tailles à longwall*. — *Colliery Guardian*, 1954, 24 juin, p. 757/763.

Article traitant d'une façon très succincte les divers aspects de la mécanisation.

Résultats de la mécanisation des tailles : statistique de l'emploi des diverses machines (nombre en service - rapport des tonnages abattus - rendements de chantiers) - Comparaison des années 1952 et 1953 montrant la progression.

Appréciation sur les conditions d'emploi et l'avenir des diverses machines de mécanisation totale où

la Meco-Moore et le rabot Löbbe sont mis en vedette.

Conditions limites à l'emploi des diverses machines : ouverture - pente - nature du charbon - toit et mur - traitement des couches barrées - failles et relais - contrôle du toit : front dégagé, densité d'étaçons, qualités de ces derniers - présence de grisou - problème de la suppression de poussières aux machines - production de fines - puissance requise et ordre de grandeur de la production - rendement chantier - entretien du matériel - le déblocage de la taille - la substitution au cycle de la méthode continue - salaires et primes - capital immobilisé, amortissements et autres frais - sécurité.

Les problèmes en vue et les conditions désirables : mécanisation des couches minces, évolution des haveuses (puissance plus élevée) - personnel de la mécanisation - taylorisation - équipes de démarrage - coefficient d'emploi et modernisation des équipements - foudroyage ou remblayage mécanique.

IND. C 41

Fiche n° 10.744

NATIONAL COAL BOARD. Prop-free front working at Frickley with twin jib « Ace » coal cutter, face advance of 9 ft per day. *Le travail à front dégagé à la mine Frickley avec haveuse à deux bras, avancement de 2,70 m par jour*. — *Colliery Guardian*, 1954, 1^{er} juillet, p. 25/30, 9 fig. - *Iron and Coal T.R.*, 1954, 2 juillet, p. 37/40, 6 fig.

Couche Dunsil, ouverture 1,35 m en trois laies. Profondeur 630 m, pente 1/25, taille montante de 190 m. Haveuse « Ace » à deux bras, le supérieur de 90 cm, l'inférieur de 1,80 m, placée sur convoyeur blindé M & C avec le côté de l'arrière-taille surélevé, de sorte que l'extrémité du bras de 1,80 m affleure le mur. Etaçons G.H.H. en lignes doubles, espacées de 1,50 m. Intervalle en ligne : 1,50 m. Bêles métalliques Carlton de 2,20 m. Arrière-taille foudroyée. La haveuse est munie d'un racloir « Currie Coal Fender » pour la marche en retour ; pendant le havage, il y a un dispositif d'arrosage qui abat les poussières et contribue à la lubrification de la chaîne : 20 % du charbon tombent dans le convoyeur pendant le havage. La marche en retour en abat un pourcentage important. Après un peu de tâtonnement, on a réalisé l'organisation suivante : à 5 h du matin, deux haveurs et deux boiseurs prennent le départ ; à 6 h, il arrive seize ouvriers : dix dans la taille et deux fois trois dans les niches qu'on avance de 90 cm au piqueur. Les deux haveurs font la passe aller et retour. Ce cycle est répété au poste de 2 h et de nuit. On obtient environ 4.200 t/semaine (max. 4.700), un rendement taille de 10 t et un rendement chantier de 6.400 t en moyenne.

IND. C 4220 et C 4222

Fiche n° 10.748

K. SCHRIEVER. Ueber den Einfluss der Hobelmeissel auf die Arbeit des Kohlenhobels. *De l'influence du taillant sur le travail du rabot*. — *Glückauf*, 1954, 3 juillet, p. 739/743, 13 fig.

Le rabotage est un écorçage du charbon en tranches relativement minces en vue de demander une

force de pénétration aussi réduite que possible. La puissance demandée par le rabot dépend de la force de traction, en relation avec la première, on a :

$$N^{kW} = \frac{P \times V}{\eta \times 102}$$

où P est l'effort de traction du

rabot et V sa vitesse, η le rendement. Une coupe parallèle au front de taille passant par la pointe du taillant inférieur montre à partir du sol un angle libre d'une dizaine de degrés, la coupe de la surface libre inférieure du taillant, une coupe dans le taillant formant un angle d'une cinquantaine de degrés et la coupe dans la surface coupante du taillant. Pour faciliter le départ du copeau de charbon, cette surface n'est pas perpendiculaire au front, mais inclinée en arrière du mouvement. Le copeau est soulevé et la charnière de rupture est au delà de la verticale : elle est oblique sur l'épaisseur du copeau. Le nombre d'angles à envisager est donc assez élevé et chacun a son importance. L'expérience acquise est encore insuffisante pour fournir des données sûres de ces valeurs. L'usure modifie les angles du taillant et doit être soigneusement contrôlée en service. Le nouveau procédé « Verdur » de rechargement du taillant est simple d'exécution et prolonge leur durée d'emploi.

IND. C 4220

Fiche n° 10.9111

H. SANDER. Die Entwicklungen der schälenden Kohlengewinnung. *L'évolution de l'exploitation par rabot.* — *Bergfreiheit*, 1954, août, p. 319/329, 24 fig.

Dans l'Allemagne de l'Ouest, la production de charbon abattu par rabot est passée de 4.000 t/jour en 1948 à 28.000 t/jour en 1953. L'accroissement le plus marqué est dans les charbons gras mais, depuis 1952, le procédé se développe dans les charbons maigres et même dans les anthracites. Les progrès désirables sont signalés :

1) améliorations réduisant l'effort de traction dans la chaîne du rabot - 2) accessibilité du procédé dans les couches dérangées - 3) abaissement du coût d'installation - 4) utilisation du procédé dans les couches inclinées.

Des types utilisés en Allemagne, Hollande et Angleterre sont ensuite examinés. En Allemagne, cinq types sont considérés :

1) *Le rabot rapide Löbbe* sans tube-guide avec outils de coupe en demi-mâchoire de Preuszag-Ibbenbüren. Vue du nouveau rabot (1952) qui a été étudié en collaboration avec la D.K.B.L. en vue de remédier au blocage des tubes-guides provoqué dans les couches humides par le colmatage des fines. Les longues dents ont aussi été supprimées. Les avantages de la nouvelle construction sont énumérés.

2) *Le « Anbauhobel »* de la Westphalia-Lünen décrit par Brandt (f. 6923 - C 4222). Les avantages de cette disposition sont rappelés : facilité de montage et de démontage du rabot sur le panzer grâce à sa commande indépendante. On perd l'avantage de la synchronisation de l'abattage et du déblocage, mais par contre l'installation s'accommode mieux des irrégularités du gisement.

3) *Le rabot à prisme* de la D.K.B.L. dont le fonctionnement est basé sur un nouveau principe. Lorsqu'on comprime un corps cylindrique entre deux surfaces parallèles, il se dilate par le milieu; c'est pourquoi le nouveau rabot attaque la couche à mi-hauteur d'abord pour réduire l'effort de traction. Un deuxième taillant abat le sillon du mur dégagé. Les premiers essais sont très encourageants.

4) *Le rabot Beien* : les deux moteurs de commande de tête du convoyeur et le moteur de la chaîne du rabot sont tous trois disposés du côté remblai, le rabot lui-même est constitué d'une série de couteaux au mur qui font du préhavage et les taillants d'abatage sont disposés en retrait dans un plan vertical.

IND. C 4232

Fiche n° 10.905

L. DELVAUX. L'abattage continu du charbon par tarière. — *Technique et Humanisme*, 1953/1954, n° 6, p. 267/290, 14 fig.

Dès 1951, des missions charbonnières belges aux E.-U. avaient eu leur attention attirée par l'intérêt éventuel de cette méthode d'abatage. L'étude a été reprise à la suite d'un voyage de l'auteur aux E.-U. en 1952.

L'article rappelle le principe de la méthode, il décrit les principaux types : Joy et Cardox-Hardsocg et donne les résultats obtenus, notamment à la mine Jenkins (Kentucky) où l'on utilise le type Cardox léger avec tête de forage de 635 mm de ϕ dans une couche de 0,80 m à mauvais toit (fiche n° 5055 - C 4232) - nouveaux essais à la mine Killarney (fiche n° 5236 - C 4232).

Les essais en Angleterre sont signalés (fiche n° 8317 - C 4232).

Dans un troisième chapitre, l'auteur étudie les possibilités et limites de la méthode, tant aux E.-U. qu'en Angleterre, il en déduit des observations, valables pour la Belgique : mises au point nécessaires - cas d'application éventuels limités :

1°) couches régulières à faible pendage et faible ouverture dont l'exploitation normale est difficile pour des raisons d'évacuation;

2°) abattage en dressants de plus grande ouverture pour suppléer à la pénurie d'ouvriers spécialisés;

3°) communications d'aéragé en gisement grisouteux.

Chiffres comparatifs dans le cas du primo faisant présager le bénéfice limité à prévoir.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 10.7521

E. POTTS. Stress distribution, rock pressures and support loads. *Distribution des tensions, pressions de terrains et charge des étaçons.* — *Colliery Engineering*, 1954, juillet, p. 288/293, 10 fig.

Revue des progrès réalisés au King's College dans les recherches sur les facteurs affectant le soutènement. Le principe des méthodes photoélastiques est

suffisamment connu (voir par ex. A. Pirard, *Ann. des Mines de Belg.* 1951. Conférence sur les pressions de terrain, p. 126/130). Le polariscope utilisé actuellement est représenté. On utilise un polarisateur « Polaroid » (le champ a 200 mm), des plaques Kodak P 25 panchromatiques, une source lumineuse 200 W à vapeur de mercure avec filtres. La matière des modèles est soit la résine Columbia (CR 39), soit la bakélite B.T. 61/893 ou la cataline 800 (formaldéhyde de phénol).

Des vues sont données des isochromatiques et isoclines d'un modèle représentant une galerie rectangulaire chargée verticalement. On en déduit la distribution des tensions au pourtour de la galerie. En valeurs relatives, on a : +3 aux anglées, +2,40 au centre des parois verticales et -0,6 au centre du toit et du mur. Les valeurs absolues dépendent de la profondeur : on a environ 7 kg/cm² par 30 m de profondeur. Une autre étude concerne le cas d'un chantier où la couche est d'abord inexploitée. Le charbon et le schiste sont représentés par des matières différentes ayant un rapport de module de 1/4. On voit les isochromatiques lorsqu'il n'y a que les deux voies extrêmes tracées et ensuite la nouvelle figure après le forage de sept trous représentant le travail d'une tarière d'abattage. On espère vérifier les résultats obtenus dans une récupération de piliers du bassin du Nord.

IND. D 21 et D 220

Fiche n° 10.945

W. GRABSCH. Gebirgsbewegungen in einer Abbau-strecke und theoretische Folgerungen hinsichtlich der Auswirkung über Tage. *Mouvements de terrain dans une voie et conséquences théoriques sur l'effet à la surface.* — Glückauf, 1954, 14 août, p. 895/906, 17 fig.

Etude très détaillée d'un cas concret (couche Albert 1 - Siège Neumühl - à 120 m au moins d'exploitations anciennes). Indications sur conditions géologiques, pétrographiques et d'exploitation. Détails sur les mesures et leur valeur intrinsèque. On en déduit les affaissements, les déplacements horizontaux et leurs composantes en direction et selon le pendage. Mouvements au toit en fonction de la distance du front; rapport entre affaissement et déplacement horizontal; influence des systèmes de cassure; cas de glissements sur plans de cassure; rôle des différences de glissement sur la flexion du toit. Comparaison des déplacements et des courbes de déplacement à la surface d'après les théories de Lehmann et Niemczyk (théorie de l'auge); intérêt de faire des mesures fond et jour pendant une longue période.

Bibliographie. Vingt-quatre références.
(Résumé Cerchar Paris).

IND. D 21

Fiche n° 10.496

C. BEEVERS et K. WARDELL. Recent research in mining subsidence. *Recherches récentes dans les affaissements miniers.* — Colliery Guardian, 1954, 8 juillet, p. 57/63, 10 fig.

En vue d'accorder les conceptions anglaises des affaissements miniers avec les observations continentales (voir *Ann. des Mines de Belg.*, 1951, p. 279/

303), il a été décidé d'exécuter dans le Yorkshire une campagne d'observation sur les dégâts miniers : on choisit des cas avec nivellement et mesures de contrôle ayant spécialement en vue :

- a) l'application des résultats continentaux au Yorkshire;
- b) la détermination des conditions d'espace et de temps;
- c) l'influence des remblais et des conditions géologiques;
- d) la relation des déplacements horizontaux avec les dégâts.

Des observations faites, on tire un certain nombre de conclusions :

- a) L'affaissement maximum trouvé a varié entre 70 et 85 % de la puissance exploitée (contre 75 à 85 % en Rhénanie).
- b) L'angle limite avec la verticale s'est tenu entre 32 et 38° (d'accord avec la Ruhr; en Limbourg hollandais, 45° par suite des morts-terrains sablonneux).
- c) D'accord avec le Continent, l'affaissement maximum ne se produit que lorsque la zone d'influence est complètement exploitée. On observe ici que, lorsque les deux parois du vide sont différentes : charbon d'un côté, vieux travaux de l'autre, l'affaissement est dissymétrique et minimum du côté du charbon.

d) Evolution des déplacements horizontaux : tension et compression ont été ici spécialement observées, la méthode anglaise de concentration des travaux dans une couche s'y prêtant spécialement : des coupes dans deux directions par rapport aux travaux sont très expressives et vérifient notamment c).

e) L'extraction partielle en pilier long montre un effet de voûte partiel.

Enfin, la limitation des dégâts à la surface, pour un point spécial à ménager, par une exploitation en damier, a donné un résultat expérimental très satisfaisant.

IND. D 220 et D 60

Fiche n° 10.732

W. HUECK. Die Beanspruchungen von Ausbauelementen in überbauten Hauptstrecken auf Grund von Druckmessungen auf der Schachtanlage Lohberg. *Les sollicitations des cintres dans les boueux, surplombés par des exploitations, établies par des mesures de pression à la mine Lohberg.* — Bergbauwissenschaften, 1954, juillet, p. 165/178, 18 fig.

L'article décrit des mesures de pression et autres observations effectuées dans deux boueux surmontés par des exploitations. La région des essais se situe entre 600 et 850 m avec 480 m de morts-terrains; on y exploite cinq couches de puissance moyenne 1,60 m, pente 0 à 6°, stampe habituelle de schistes et grès avec prédominance de ces derniers. Les deux boueux sont situés respectivement à 700 et 820 m. Le premier est de revêtement varié : bois, profil en cloche et poutrelles; le second est en cintres articulés à trois éléments Auguste Thyssen GI 120 acier St 42. Les mesures ont été faites avec des boîtes manométriques et on a aussi observé les déplace-

ments de cinq points choisis judicieusement à la périphérie du cintre. Les observations sont décrites en détail ainsi que les considérations techniques et économiques qui en découlent, tant en ce qui concerne les dépenses d'entretien très élevées que la réalisation des exigences de la ventilation. Des diagrammes de la pression en fonction du temps et de l'éloignement des exploitations figurent dans les deux cas.

En résumé :

- a) les déformations dépendent de la profondeur, mais aussi des charges locales;
- b) au passage des travaux à 10 ou 20 m au-dessus du bouveau, il se produit une poussée de soulèvement;
- c) la façon de résister d'un cadre rigide est indépendante des conditions de charge, la grandeur de la déformation au contraire en dépend beaucoup;
- d) la mise en charge avec l'éloignement présente une certaine périodicité, les éloignements critiques se situent vers 80 m, 40-50 m, 30-25 m et 15-10 m;
- e) la relation entre les déformations et les charges est du ressort des mathématiques;
- f) dans un cadre non coulissant, l'élément supérieur est plus chargé que les côtés.

Des considérations sont aussi émises à l'usage des essais ultérieurs.

IND. D 222

Fiche n° 10.752II

E. POTTS. Stress distribution, rock pressures and support loads. *Distribution des tensions, pressions de terrain et charge des étaçons.* — *Colliery Engineering*, 1954, août, p. 333/339, 12 fig. - *Iron and Coal T.R.*, 1954, 20 août, p. 449/457, 12 fig.

Le King's College a mis au point divers appareils en vue d'étudier les contraintes en massif et les charges sur étaçons.

Le *palpeur hydraulique* consiste en un sac de caoutchouc de petite dimension fixé en bout de tige creuse avec abouts métalliques, qu'on enfonce dans un trou de sonde. Il peut être porté à une pression hydraulique initiale quelconque par un piston à vis de grande section; en parallèle, un piston micrométrique fait varier la pression sur une faible échelle et ses déplacements sont mesurés avec précision: ils constituent l'axe des abscisses. En ordonnée, on note la variation de pression d'un manomètre à cadran. On obtient un diagramme qui caractérise les tensions du terrain. On reproduit artificiellement ces contraintes en prenant un bloc de grande dimension du même terrain avec un trou de sonde identique et en le chargeant progressivement jusqu'à obtenir la même courbe.

Le *mesureur de charge* est un autre appareil enregistrant directement la pression exercée sur un film d'huile incompressible (glycérine) de 0,2 mm d'épaisseur, disposé dans une cellule plate oblongue munie d'un petit orifice et d'un disque agissant sur une jauge de contrainte électrique (perpendiculaire). L'appareil est scellé à l'« Araldite D » dans un cylindre de roche que l'on enfonce à refus dans un trou de sonde en même roche.

Etaçons dynamométriques: il s'agit d'une variante du procédé de Brison et Jacquemin (f. 7917 - D 222). Grâce à une inversion dans le choix des branches du pont de Wheatstone, on utilise une tension continue de 4 V seulement et l'influence de la longueur des connexions est éliminée, de sorte que le pont est placé hors de la taille sans inconvénient et avec une boîte de jonction à dix broches on dessert quarante étaçons. Deux types (dont un nouveau) de capsules dynamométriques sont décrits.

IND. D 222

Fiche n° 9.030II

B. SCHWARTZ. Les réactions du soutènement aux mouvements des épontes. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1954, juin, p. 585/622, 13 fig.

Compte rendu des résultats de l'étude des charges subies par les étaçons. Ceux-ci ayant été, dans presque tous les cas, des étaçons à poinçon conique, leurs charges caractérisent, au lieu et à l'instant considérés, la quantité dont les épontes se sont rapprochées. On peut les résumer comme suit :

1 — La somme des charges des étaçons d'une file est proportionnelle à la largeur ouverte, une allée havée se comporte comme une fraction d'allée ouverte.

2 — Le facteur temps a une importance considérable: ce n'est pas tellement l'avancement rapide qui compte, mais il faut foudroyer vite.

3 — Le mode de traitement de l'arrière-taille influe sur les charges du soutènement: il y a surcharge en face des épis de remblai et elle s'y maintient plus longtemps.

4 — La répartition des charges entre les lignes obéit à une loi linéaire, s'il y a n lignes, les charges sont dans les rapports $1 \div 2 \div 3 \dots \div n$.

5 — Au sujet des reports de charge: le toit considéré dans son ensemble se comporte comme une dalle qui s'affaisse; si l'on considère les étaçons, en particulier quand un étaçon cède, la charge n'est pas nécessairement reprise par les voisins (mouvements pseudo-plastiques).

En annexe :

1) Tableau des caractéristiques des divers chantiers: aux charbonnages de la Houve I (2 chantiers), La Houve II, Faulquemont, Folschwiller - et schémas d'avancement.

2) Idem pour le siège 6 Sud du Groupe Hénin-Liétard.

3) Discussion des divers procédés de mesure.

IND. D 40 et D 43

Fiche n° 10.746

H. RITTER. Fehler beim Einsatz neuzeitlichen Strebenausbaus. *Fautes d'utilisation du soutènement métallique en taille.* — *Glückauf*, 1954, 1^{er} juillet, p. 709/729, 34 fig.

Après quelques considérations sur l'importance technique et économique que prend de plus en plus le développement du soutènement métallique et l'intérêt qu'il peut y avoir à recourir aux services de consultation et d'information des fournisseurs, l'au-

teur cite des exemples d'erreurs à éviter dans l'emploi de ce mode de soutènement. Il s'agit d'un très grand nombre d'observations difficiles à résumer, elles concernent notamment : le choix judicieux du type et de la longueur de l'étau ainsi que de la bête (voir *Ann. des Mines de Belg.*, 1951, février, n° spécial, p. 106) - la quantité à approvisionner - le moment de la commande (ni trop tôt : rouille, ni trop tard : vérifications impossibles) - emmagasinage - placement en taille : organisation soignée - outillage approprié - surveillance au sujet des défauts de pose : insuffisamment calés, manque de verticalité, causes de flambage, coins de serrure mal orientés pour l'enlèvement - coins de calage au toit en porte-à-faux sur la bête, couloirs oscillants sciant le fût de l'étau, étaux trop près du massif, déformés par la poussée de celui-ci, ligne de foudroyage mal définies, les lignes de bêtes doivent aussi être surveillées, etc. En bref, le personnel doit être suffisamment enseigné.

L'étude de H. Jahns sur l'utilité des mesures de solidité du mur et du toit est rappelée (fiche n° 7234, D 222), la densité d'étau est un facteur économique très étudié actuellement. L'enlèvement des étaux - Le bon entretien - Le dénombrement et la comptabilisation font aussi l'objet de considérations intéressantes.

IND. D 43

Fiche n° 10.910

H. LINK. Einige grundsätzliche Betrachtungen über das Lamellenprinzip bei Grubenstempeln. *Quelques considérations théoriques sur le principe des lamelles dans les étaux*. — *Bergfreiheit*, 1954, juillet, p. 305/308, 2 fig.

Lorsqu'on soumet un étau type à un grand nombre d'essais de mise en charge, on trouve des valeurs différentes pour la charge de coulissement. Ces variations peuvent se classer en deux groupes :

a) une variation à sens unique (en général une réduction progressive correspondant à l'usure des surfaces en contact);

b) des valeurs dispersées autour d'une valeur moyenne.

L'influence de la variation à sens unique des étaux à lamelles n'est pas plus élevée que celle des étaux à deux surfaces. Il est montré par le calcul que les étaux à lamelles ont un facteur de dispersion beaucoup moindre que les étaux à surfaces moins nombreuses.

Les étaux à lamelles sont sensibles aux variations de la force de serrage, d'autant plus que les surfaces sont multipliées. Pour remédier à la dispersion due à l'influence subjective, le fonctionnement de la serrure doit être délimité (par exemple excentrique).

IND. D 43

Fiche n° 10.802

W. et F. DOBSON Ltd. The F.B. hydraulic pit prop. *L'étau hydraulique F.B.* — *Colliery Guardian*, 1954, 15 juillet, p. 89/93, 3 fig.

Mise sur le marché d'un nouvel étau hydraulique bien protégé et cependant facile à démonter

dans la mine quand c'est nécessaire. L'élément est constitué de deux tubes télescopiques fermés à la base : la partie redoublée des deux tubes est munie de joints d'étanchéité aux deux extrémités. Le tube supérieur (appelé réservoir) porte à sa base deux alésages : sur le premier est fixée la pompe qui aspire l'huile du réservoir et la refoule dans le tube inférieur, le second est muni d'une soupape de sûreté pour éviter les surcharges. L'étau cède à 25 t avec une très petite perte de charge : tout étau dont la perte de charge atteint 4 t est rebuté. Pour décharger l'étau, on lève la soupape au moyen de la manivelle. Un ressort de sûreté prévient toute décharge accidentelle. La même manivelle actionne la pompe au moyen d'une longue bielle. Le piston de la pompe est pourvu de segments en caoutchouc synthétique assurant l'étanchéité. Le joint d'étanchéité supérieur des tubes télescopiques est protégé des poussières et de l'humidité par un chapeau tubulaire. Il y a deux longueurs types d'étau et deux allonges supplémentaires de 45 et 60 cm permettant d'atteindre toutes les ouvertures comprises entre 55 cm et 1,88 m. D'autre part, le plateau de base est amovible, on peut le faire varier entre 200 et 650 cm². Enfin, il y a trois types de têtes prévues : pour chaque chapeau encastré, bête articulée et bête coulissante. Les bases sont pourvues d'anneaux de manœuvre placés à bonne hauteur. L'outillage comprend le levier de pompage et une chaîne pour la reprise à distance. La même firme construit des petites presses trapues pour l'essai des étaux au fond.

IND. D 50 et Q 1142

Fiche n° 10.944

H. BUSS. Die Versatzwirtschaft der Prosper-Zechen, die Bergebrechanlage unter Tage und die damit verbundene Kohलगewinnung. *Régime économique du remblayage aux sièges Prosper, le concassage au fond et la récupération corrélatrice du charbon*. — *Glückauf*, 1954, 14 août, p. 885/895, 12 fig..

Etude détaillée. Renseignements d'ensemble donnant pour les sièges le bilan détaillé de la production de schistes, du concassage au jour et au fond, des besoins en remblai, des emplois divers des schistes; un léger excédent de production est mis au terri. Détails sur les divers procédés de remblayage et de foudroyage, avec caractéristiques, prix de revient détaillé. Evolution de la production de schistes et de la répartition des divers procédés de remblayage. Le concassage des schistes au fond; possibilités de récupérer du charbon; données sur les résultats obtenus : 4,6 t/j sur les couloirs de triage, 1/4 t au criblage; recettes sur le mixte de concassage; possibilités d'amélioration; gain actuel.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. D 62 et D 32

Fiche n° 10.490

K. FROEHLICH. Drei Jahre Erfahrungen bei der Vergütung von Thomas-stahl für Streckenausbau. *Trois années d'expérience concernant le traitement des aciers Thomas pour le soutènement des galeries*. — *Glückauf*, 1954, 19 juin, p. 637/651, 24 fig.

Enoncé des exigences concernant la résistance et la ténacité des aciers de soutènement spécialement

pour galeries. Il est montré que l'allongement proportionnel est de moins d'importance que la résilience pour la reconformation à froid. Un traitement thermique approprié des aciers Thomas permet de répondre aux exigences tant techniques qu'économiques. Ces divers traitements sont décrits en insistant sur la différence entre la simple trempe et le traitement complet (trempe et recuit), ce dernier étant à préférer.

Les recherches, au sujet du traitement des aciers, de la firme Gerlach dans ses nouvelles usines de Gladbeck, sont mentionnées. Les propriétés et les résultats des recherches sur 341 échantillons d'acier sont exposés. On a constaté que le traitement de l'acier fait passer la limite d'élasticité de 39 à 55 kg/mm², la charge de rupture de 53,9 à 74,7 kg/mm², cependant que l'allongement passe de 25,6 à 19,7 %, la striction est peu influencée. A noter spécialement que la résilience passe de 2,4 à 4,5 Kmt/cm². On signale par contre les résultats défavorables donnés par la simple trempe et la possibilité de recourir pour cette application aux aciers à faible teneur en carbone et haut pourcentage de manganèse.

La grande ténacité des aciers traités a suggéré l'emploi à titre d'essai de ces aciers pour des cintres rigides dans les dessants et semi-dressants : ainsi la fonction du coulissement est remplacée par la déformabilité. Leur efficacité est indépendante des soins apportés au placement ou de l'orientation des pressions. Ils présentent une grande sécurité dans le cas de grandes pressions statiques développées par glissement des bancs de toit ou de mur.

En conclusion, l'auteur insiste pour que les résultats des expériences individuelles soient mieux connus et condensés.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 252

Fiche n° 10.873

J. FRIPIAT. Recherches sur une locomotive Diesel au point de vue sécurité d'emploi. (Extrait du rapport sur les travaux de 1953, de l'Institut National des Mines à Pâturages). — *Annales des Mines de Belgique*, 1954, juillet, p. 479/480.

Des essais effectués en 1952 sur une loco Diesel de 30 HP en vue d'en contrôler la sécurité ont été repris sur une machine à quatre cylindres de 60 HP à 1200 tours/min.

Des amorces de rupture dans les joints (amiante-feuille métallique) ont été pratiquées; de plus, les boulons de culasse des moteurs ont été légèrement relâchés et un couvercle de chicane a été enlevé. Après quelques minutes de fonctionnement en atmosphère grisouteuse (3 à 15 minutes), un ou deux joints explosent à l'endroit des amorces sans allumage du grisou. Quatre essais ont donné le même résultat. Dans un cinquième, après 24 minutes de fonctionnement, l'explosion a été suivie à 30 secondes de l'allumage du grisou.

Ces essais montrent dans l'ensemble que la sécurité de fonctionnement d'une locomotive Diesel ne peut être mise en péril que moyennant une négligence

extrêmement grave dans l'assemblage des culasses.

IND. E 32

Fiche n° 10.476

W. SHORT. Compression brake for air-driven haulage engines. *Freinage par compression pour les treuils à air comprimé*. — *Colliery Guardian*, 1954, 17 juin, p. 736.

Frein de sécurité utilisable sur les treuils à air comprimé des descenderies.

Le « frein à compression » consiste en une seconde soupape située sur la tuyauterie de distribution, près de la soupape habituelle. Pour marcher en freinage, la vanne d'admission d'air est fermée et le levier de sens de marche inversé, l'air extérieur est alors aspiré par l'échappement et refoulé vers l'admission où l'on contrôle son échappement par la soupape du « frein à compression » que l'on ouvre plus ou moins pour doser le freinage.

On dispose ainsi d'un dispositif de freinage auxiliaire qui soulage le travail de frein normal et diminue l'usure des bandes de frein. Il élimine également la pratique peu recommandable de la marche à contre-pression où l'air surcomprimé ne peut s'échapper que par les bourrages et produit des surpressions dans les cylindres.

IND. E 46

Fiche n° 10.844

NATIONAL COAL BOARD. Surface mine car handling at Bowhill colliery. *Recette de surface à la mine Bowhill*. — *N.C.B. Prod. Dep. - Inf. Bull. 54/118*, 4 p., 6 fig.

Mine de la division d'Ecosse avec deux puits d'extraction (un troisième est en creusement). Distance des deux puits : 18 m. Avant la réorganisation, il fallait trente-cinq personnes (pour les deux postes) au service des puits. A l'heure actuelle, ce nombre est ramené à onze, soit une économie de vingt-quatre postes.

La nouvelle installation comporte deux culbuteurs disposés côte à côte au centre de l'intervalle des puits et dans le même alignement. Parallèlement à cet alignement à 2 m environ de l'encagement et du décaissement, courent deux voies de transbordeurs. Trois jeux de deux pousoirs avec tocs d'arrêt à ressorts assurent décaissement, encagement et culbutage. Chacun des culbuteurs dessert le puits voisin. De plus, les deux transbordeurs à vide et pleins de chaque jeu se déplacent simultanément par l'intermédiaire d'une chaîne Reynolds disposée dans l'axe des voies. La plate-forme du transbordeur porte également le moteur de commande de 10 HP et la cabine de l'encageur. Les paliers de cage ne portent qu'une berline de 2 1/2 t. Au puits d'air, il y a un sas avec portes coulissant verticalement par commande à l'air comprimé.

IND. E 46 et E 32

Fiche n° 10.845

NATIONAL COAL BOARD. Car handling underground at Bowhill colliery. *Manutention des berlines au fond à la houillère Bowhill*. — *N.C.B. Prod. Dep. - Inf. Bull. 54/119*, 4 p., 7 fig.

Au puits n° 1, les berlines de 2,5 t sont tractées par locos à accus en rames de six depuis la station

taux de la solution saline dans l'eau des espaces intersticiels, la distribution de l'humidité dans la couche de sel et le taux de siccité du sel.

L'utilité de la recristallisation qui accompagne la dessiccation dépend de l'alternative d'une recristallisation de surface ou dans la masse. Le procédé est limité par différents facteurs. Une densité de poussière trop élevée enveloppe le sel, une galerie de mine trop peu profonde (< 270 m) conduit à des conditions atmosphériques trop humides en été et à trop grande profondeur (> 750 m), une galerie à solution saline provoque une température au thermomètre mouillé trop élevée du courant d'air à l'entrée.

IND. F 42 et F 123

Fiche n° 10.925

STEINKOHLBERGBAUVEREIN. Richtlinien des Oberbergamtes Dortmund für die Bildung von Nebelzonen bei der Ausführung der Schiessarbeit vom 1. Juli 1953. *Suppression des poussières et fumées de tir par pulvérisation d'eau.* — Annexe à la circulaire n° 5, B 62.466 de la Steinkohlenbergbauverein, 1953, 23 oct. Résumé dans Institut d'Hygiène des Mines, Bull. Doc. Techn. n° 22, 1954, juillet, p. 5/6.

La méthode de suppression de poussières préconisée dans cette circulaire est la pulvérisation d'eau réglée de manière à former une zone de brouillard suivie d'une zone d'abattage, que la ventilation secondaire soit aspirante ou soufflante. Les pulvérisateurs utilisés (pulvérisateurs mixtes : eau-air comprimé pour la zone de brouillard, pulvérisateurs à eau seule pour la zone d'abattage), doivent avoir été reconnus efficaces par le Silikose-Forschungsinstitut de Bochum.

Dans le cas de la ventilation soufflante, la zone de brouillard commence à front même et s'étend sur une longueur de 30 m au moins, le nombre de pulvérisateurs et la distance entre chacun d'eux dépendant des caractéristiques du modèle utilisé. On estime qu'une consommation de 80 litres d'eau par minute est un minimum. Cette valeur comprend la quantité d'eau de la zone d'abattage qui doit former un écran sur toute la section de la galerie, à une dizaine de mètres en arrière du dernier groupe de pulvérisateurs mixtes.

Si la ventilation est aspirante, la note recommande d'appliquer en plus le même procédé dans la file de canars, en pulvérisant de 10 à 15 litres d'eau par minute pour former la zone de brouillard sur une dizaine de mètres et en utilisant 20 litres/minute pour créer l'écran d'eau d'abattage à une dizaine de mètres en aval. Dans ce cas, le ventilateur aspirant placé à une distance d'au moins 40 mètres de la zone d'abattage, doit pouvoir réaliser un débit d'air aspiré de 60 m³/min, même pendant le fonctionnement des pulvérisateurs.

IND. F 60

Fiche n° 10.809

P. CABOLET. Bedeutung, Ursache, Verhütung und Bekämpfung von Grubenbränden unter Tage. *Importance, cause, prévention et combat des feux de mines.* — *Bergbau Rundschau*, 1954, juillet, p. 345/359, 10 fig.

Article assez complet destiné aux cadres supérieurs non techniciens.

Importance en général d'un feu de mine; dérangements et pertes causés à l'exploitation par la fermeture de quartiers par des barrages. Fréquences différentes des feux selon les bassins, une cause spécifique d'incendie étant l'inflammation spontanée qui dépend de la nature des charbons, cependant que les causes accidentelles, comme étincelles, court-circuits, échauffement de machines, de freins et de courroies, etc. sont générales. Cas spécial des bures. Les feux d'ateliers, garages, postes de recharge des locos. Mesures préventives, en particulier contre l'échauffement des courroies. Cas des exploitations en terrains disloqués; mesures à prévoir. Précautions contre l'auto-inflammation en évitant l'oxydation du charbon de schistes de lavoirs utilisés comme remblais, et qui en séchant deviennent poreux. Le succès de la lutte contre le feu est dans la rapidité d'intervention; utilité d'un réseau d'eau : si la lutte s'avère inutile, il faut isoler le feu par des barrages comportant passage de tuyaux permettant d'analyser l'atmosphère côté foyer. Exemples de cas concrets dans la Ruhr.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. F 60

Fiche n° 10.807II

H. EISNER et W. SHEPHERD. Recent research on mine fires. *Recherches récentes sur les feux de mine.* — *Colliery Guardian*, 1954, 29 juillet, p. 127/132, 2 fig.

Détection d'échauffements par des vapeurs odorantes; adoption après essais de capsules de 20 cm³ d'allylmercatan obturées par des tampons fondant à 175°; on ajoute une goutte de bêta ionone qui reste sur place et permet, par son odeur persistante de violette, d'identifier la capsule ayant fondu. Signaux acoustiques; s'atténuent moins contre l'aéragé qu'avec l'aéragé; recherches en cours pour incorporer l'émission sonore dans un circuit téléphonique en câbles d'endurance élevée (pas de détails). Dangers que subit le personnel en essayant de joindre une sortie : fumées, gaz toxiques. Heureux résultats (exemples en Grande-Bretagne et aux Etats-Unis) de s'isoler derrière un barrage étanche en attendant les secours. Le renversement de l'aéragé, à envisager pour un feu près de l'entrée d'air; ses risques; variation de la concentration en grisou d'un retour d'air en fonction du débit : tenir compte de la réduction d'émission pour un aéragé réduit. Attaque du feu en général par l'entrée d'air; risques de rabattement de la fumée et de gaz toxiques; essais de la S.M.R.E. Les galeries « coupe-feux »; efficacité de sections nues de 70 m. Reprise des quartiers barrés.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. F 620

Fiche n° 10.819

E. BREDEBRUCH. Bekämpfung von Grubenbränden. *Lutte contre les feux souterrains.* — *Glückauf*, 1954, 17 juillet, p. 769/779, 14 fig.

Possibilités : en cas de feu déclaré, attaque aussi rapide que possible du foyer dans le sens de l'aéragé : en cas de foyer attaqué trop tardivement ou trop développé, barrage isolant. En cas de feu masqué (couvant ou autre), le barrage est en général

la règle. Dans tous les cas, on peut aussi essayer de noyer le foyer. Mesures préalables pour intervention rapide : réseau d'incendie développé, pouvant servir à l'humidification des forages; principe du calcul : relation entre débit, perte de charge et diamètre (abaque); appareils annexes : raccords fixes, raccords par perçage; réservoirs d'équilibre, régulateurs de pression. Les appareils extincteurs à mousse d'air (locos 10 l - généraux 15 et 50 l), à mousse carbonique, à neige carbonique (6 kg) pour endroits clos, exemple. Appareils producteurs de mousse par mélange; en général automatique : exemples. Rappel des prescriptions réglementaires. La lutte proprement dite par attaque du foyer : principes généraux pour diverses catégories, en particulier selon la position; erreurs à éviter.

Les barrages : éléments préfabriqués : murailles avec injection entre deux murs de matériau étanche (par exemple : remblai sous pression). Mesures à prendre pour la surveillance ultérieure des quartiers barrés : tubes et conduites traversant le barrage; analyse de l'atmosphère de la région isolée et sa variation.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. F 70

Fiche n° 10.711

NATIONAL COAL BOARD. Lamp bulb testing station. *Station d'essai des ampoules électriques.* — **Colliery Guardian**, 1954, 24 juin, p. 765.

Le N.C.B. a établi une station d'essai à Treorchy (sud du Pays de Galles) pour contrôler la qualité des ampoules des lampes de mineur. Ces ampoules constituent un poste important dans les dépenses d'exploitation du charbon : on en consomme 2 1/2 millions par an pour une valeur d'environ 200.000 £. Les essais sont de trois espèces :

a) physiques; b) photométriques; c) de durée de vie.

Les essais physiques contrôlent les dimensions, on soumet à la torsion une ampoule dans son culot, on vérifie à quelle distance une image agrandie de l'ampoule est projetée sur un écran calibré (important au point de vue distribution de la lumière par le réflecteur de la lampe au chapeau).

L'appareil photométrique traite des séries de dix lampes, chaque lampe passe successivement au centre d'une sphère de mesure.

Les essais de durée prennent d'abord 40 % et ensuite 60 % du temps spécifié par le fournisseur pour un service intermittent (recharge des accus).

Les fournisseurs visitent régulièrement la station et collaborent librement à l'échange des observations. Les noms des membres du personnel dirigeant sont cités.

H. ENERGIE.

IND. H 15

Fiche n° 10.859

E. PONBERTH. Compressed-air main explosion - Occurrence in a deep shaft. *Explosion dans une conduite d'air comprimé - dans un puits profond.* — **Iron and Coal T.R.**, 1954, 30 juillet, p. 273/281, 10 fig.

Exposé à l'Association Nationale des Directeurs de Houillères (Section York) (20 févr. 1954) décrit-

vant l'explosion d'une conduite de 305 mm dans le puits 1 (diamètre 6 m) de la houillère Rossington; section du puits qui exploite à 785 m par longues tailles chassantes. Composition de la centrale de compression au jour. Puits 1 alimenté depuis le collecteur en tube de 305 mm. Pression 56 Hpz. L'explosion de la conduite dans le puits (30 janv. 1952) (cause restée inconnue) amena une perturbation considérable : arrêt du puits avec suspension de l'exploitation; on commença par amener l'air au fond par le puits 2 en canalisation de 250 mm et à rattacher le réseau du fond à la recette du 2. Remise en état du 1; premier stade : permettre le mouvement du personnel; deuxième stade : rétablir une extraction simple fonctionnant à trois postes, ce qui permet la reprise de l'exploitation; troisième stade : remise en état avec nouvelle conduite d'air.

Discussion.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. H 15

Fiche n° 10.491

F. EISENSTECKEN. Rostschutz des Rohrnern von Niederdruckluftleitungen. *Protection contre la rouille de la face interne des tuyauteries à air comprimé.* — **Glückauf**, 1954, 19 juin, p. 651/661, 16 fig.

La question de la protection des tuyauteries à air comprimé prend de l'importance du fait du développement des réseaux de distribution de cette énergie en Allemagne. La corrosion se produit beaucoup plus à l'heure actuelle parce que l'emploi des turbo-compresseurs a supprimé le nuage de gouttelettes d'huile protectrice qui se formait dans les compresseurs à piston par suite du graissage indispensable de ce dernier. L'agressivité de l'air comprimé est due à plusieurs causes, notamment la présence naturelle d'acide carbonique dans l'air, l'acidité des eaux, la présence d'acides sulfureux dans les atmosphères industrielles.

Les mesures de protection peuvent comporter :

- 1) la réduction de la teneur en humidité de l'air;
- 2) la protection de la surface interne par enduit, spécialement pour les tuyaux neufs;
- 3) la passivation de cette surface. Ce dernier point est détaillé.

Il est bien connu que les solutions dont le pH est compris entre 8 et 9 n'attaquent pas la surface du fer. En 1948, des essais ont été faits à la mine de Gelsenkirchen où l'on avait des ennuis avec les piqueurs qui se bloquaient par la rouille. L'injection d'une solution diluée de soude débarrassa les tuyauteries de la rouille et des corrosions au bout de six semaines. L'agent de passivité ne doit cependant pas être choisi arbitrairement, dans certains cas il peut y avoir des dépôts salins. La potasse convient mieux à ce point de vue.

Divers autres exemples d'application sont décrits.

IND. H 5312

Fiche n° 10.716

J. COX, H. McDONALD et A. TEASDALE. A new colliery telephone cable. *Un nouveau câble téléphonique de mine.* — **Mining Electr. and Mech. Eng.**, 1954, juin, p. 435/442, 4 fig.

A la suite des services rendus par un câble téléphonique lors d'un coup d'eau (1950, septembre, à

la mine Knockshinnoch, Ayrshire), Sir A. Bryan avait émis le souhait qu'on étudie un câble téléphonique susceptible de résister aux dégradations d'une inondation ou d'un incendie. Cette étude est une réponse à ce désir.

Vingt et un câbles téléphoniques de divers types ont été soumis à quatre espèces d'essais préliminaires :

1) surtension à 1.500 V pendant 1/4 d'heure entre phases et entre phase et armature après immersion dans l'eau pendant 24 heures;

2) écrasement par un poids de 11 kg tombant de diverses hauteurs;

3) écrasement à la presse hydraulique avec charge croissant d'une tonne par 15 secondes environ;

4) essai de tension sur quatre spires autour de deux poulies écartées progressivement dans une machine à essayer les chaînes.

Les câbles ayant supporté convenablement ces essais ont ensuite été passés dans un four porté à 600° C pendant deux heures : la résistance ohmique du câble étant enregistrée pendant cette période : un seul des câbles a résisté, tous les autres ayant cédé après 40 minutes.

La composition des divers câbles est donnée avec l'isolement des fils (caoutchouc P.V.C., laine de verre) et la nature de la gaine, armature métallique simple ou double, tresse ou gaine externe. Le câble sélectionné est de composition assez analogue à celle du câble qui s'est montré si utile lors du coup d'eau, mais l'isolement des conducteurs est en tresse de verre. Ce câble a été ultérieurement construit par divers fournisseurs. Les résultats ont été dans tous ces cas satisfaisants.

Les conclusions font ressortir la nocivité des halogènes pour cette application. Les caoutchoucs synthétiques au butadiène styrène copolymères sont utilisables et pas les polychloroprènes compound, ces derniers, lors de la calcination, rendent l'espace des interstices de la tresse de verre conducteur.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 339

Fiche n° 10.879

X. Installation of a Blackett barrel washer. *Installation d'un lavoir à barillet Blackett.* — National Coal Board, Prod. Dept. Inf. Bull. n° 54/115, 6 p., 6 fig.

Intérêt pour des mines destinées à avoir peu de durée, ou peu importantes, ou dont les installations de préparation doivent faire face à des augmentations de charge, de disposer d'un appareil de préparation d'efficacité médiocre, mais simple, peu coûteux et peu encombrant. Emploi dans différentes mines britanniques du barillet Blackett, connu depuis fort longtemps pour le traitement du —50 mm, mais qui est employé maintenant au traitement de gailletins pour foyers domestiques, principalement, et suppléée au triage à main. Application dans diverses houillères, description de l'appareil et de son

fonctionnement. Tableaux numériques des résultats obtenus.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 35

Fiche n° 10.878

SHIOU-CHUAN SUN. Effects of oxidation of coals on their flotation properties. *Effets de l'oxydation des charbons sur leurs propriétés de flottation.* — Mining Engineering, 1954, avril, p. 396/401, 5 fig.

La flottabilité des charbons en présence d'un collecteur huileux neutre diminue généralement avec l'augmentation de leur oxydation. Cette réduction est due à la présence de produits d'oxydation insolubles dans l'eau. Généralement, la flottation d'un charbon non oxydé est très peu affectée par la présence d'une petite quantité de produits d'oxydation du charbon solubles dans l'eau. Certains réactifs cationiques se sont révélés efficaces pour la flottation des charbons oxydés et des cokes. La flottabilité des charbons oxydés en présence de collecteurs huileux aussi bien que cationiques augmente généralement lorsque le pH diminue.

IND. I 35

Fiche n° 10.709

D. BROWN et H. SMITH. Continuous testing of frothers. *Essai continu de moussants.* — Colliery Engineering, 1954, juin, p. 245/250, 2 fig.

Essais de laboratoire, d'abord en fonctionnement continu, puis en opération continue, effectués pour étudier le comportement de l'acide crétylique et celui du chlorure de sodium comme moussants, ainsi que l'effet de suspensions colloïdales d'argile au cours de la flottation du charbon. Cellule type laboratoire de 1.000 g de capacité à aération inférieure à rotor tournant à 2.500 tours/min et admission de 17 litres d'air par minute; pour les essais en continu, la charge est préparée dans une cuve cylindrique munie d'un agitateur et de chicanes, le réglage assurant la constance de la composition de la pulpe. On a opéré avec un charbon d'York à 1,7 % de cendres, pour lequel les angles de contact du vitrain et du durain prélevés en couche étaient de 56° et 30° respectivement. L'acide crétylique était à 40 % de métacrésol, les solutions de chlorure à moins de 40 g/l n'avaient pas de pouvoir collecteur, le kaolin était composé de particules de —50 μ, 80 % étant de —1 μ. Les essais ont donné pour l'acide crétylique en discontinu la récupération en fonction de la concentration en moussant, ainsi que le détail de cette récupération selon le calibre des diverses fractions de charbon (mesh 30, 44, 60 85, 120, 170, 200, 300) d'où coefficients à prendre pour la formule de Da Lage (essais pour 300 g de « charbon sec »); l'essai en continu a montré la variation de la colonne de mousse avec la concentration et la constance de la vitesse (premier ordre) de la réaction, ainsi que la répartition du charbon par calibre dans le concentré et dans les queues. Pour le chlorure, les essais en continu ont donné des résultats analogues. L'addition d'argile colloïdale en suspension abaisse très sensiblement le taux de récupération pour tous les calibres

en continu, alors qu'en discontinu cet abaissement ne se manifeste que pour les plus gros calibres.

(Résumé Cerchar Paris).

IND. I 40

Fiche n° 10.962

H. SCHRANZ et W. BERGHOLZ. Die Ermittlung des Erfolges von Entwässerungseinrichtungen. *La détermination du résultat d'installations d'égouttage*. — *Die Bergbauwissenschaften*, 1954, août, p. 242/250, 5 fig.

Classification des différents procédés d'égouttage et d'épaississement en deux groupes : procédés où la force est appliquée au liquide (tours d'égouttage, filtres, essoreuses, etc.) et procédés où la force est appliquée aux particules solides (épaississeurs, cyclones, essoreuses à bol plein, etc.). Les valeurs déterminées habituellement (teneur en humidité du produit essoré et teneur en solides du filtrat) sont insuffisantes pour caractériser le fonctionnement de l'appareil d'égouttage.

Définition des notions de rendement en solides, rendement en liquide dans le filtrat, pourcentage d'égarés.

Influence de la réduction de teneur en cendres du produit égoutté. Etablissement des bilans d'égouttage et d'épaississement et clarification des eaux.

IND. I 41

Fiche n° 10.960

W. SANNER et J. CLENDENIN. Anthracite launder screens. *Cribles-couloirs pour l'antracite*. — *Bureau of Mines, Rep. of Inv. 5032*, 1954, mars, 32 p., 24 fig.

Couloir, généralement en bois, coupé par des planches transversales de 15 cm de hauteur et distantes de 15 cm. Ces planches délimitent des canaux transversaux munis à leur base d'une série d'orifices d'écoulement. Une toile métallique recouvre le tout. Le produit à classer est envoyé dans le couloir dans un courant d'eau assez important. L'eau qui s'accumule dans les canaux exerce une succion sur la suspension coulant sur la toile, ce qui accélère le passage de l'eau et des grains fins à travers celle-ci.

Résultats obtenus dans sept installations de traitement de fines anthraciteuses en Pensylvanie.

Classement des fines avant lavage et reclassement pour le chargement. L'alluvionnement dans le couloir produit une réduction assez nette de la teneur en cendres du refus.

L'égouttage n'est pas suffisant pour permettre le chargement direct, il faut assurer un égouttage supplémentaire. Efficacité de l'appareil pour les fonctions de classification et de déschlammage.

IND. I 41

Fiche n° 10.959

F. FONTEIN et H. DREISSEN. « De zeebocht ». Nieuw zeeapparaat voor het nat afzeven op kleine zeeformaten. « *La grille courbe* ». *Nouvel appareil de criblage humide à petites mailles*. — *Geologie en Mijnbouw*, 1954, juillet, p. 310/312, 2 fig.

Nouveau type de grille d'égouttage utilisé depuis peu dans les mines d'état hollandaises. L'appareil

se compose d'un bac de répartition, d'un entonnoir d'alimentation qui fournit une couche de suspension d'épaisseur constante à une grille d'égouttage courbée en arc de cercle. Les barreaux de la grille sont placés perpendiculairement au sens du courant. Cette grille est courbée pour que, par force centrifuge, la couche de liquide reste en contact avec la grille.

La capacité d'une grille en quart de cercle de 520 mm de rayon et de 600 mm de largeur est d'environ 100 m³/h. Pour une largeur de fentes de 1 mm, la maille de coupure est voisine de 0,5 mm. Réduction de la maille de coupure par suite de l'usure des barreaux et correction de cette usure par retournement de la grille.

IND. I 44

Fiche n° 10.963

H. SCHRANZ et O. GREWEN. Die Verwendung flockender Mittel zur Verbesserung der Abwasserklärung von Steinkohlenwäschen. *L'emploi d'agents flocculants pour améliorer la clarification des eaux usées dans les lavoirs à charbon*. — *Die Bergbauwissenschaften*, 1954, août, p. 250/253, 4 fig.

Les eaux usées rejetées dans la rivière Lippe ne peuvent contenir plus de 0,5 g/l de matière solide. Une série d'essais effectués dans différents lavoirs ont montré que ces eaux contenaient plus de 5 g/l. Etude complète d'un circuit d'eaux schlammeuses d'un lavoir qui révèle certains défauts : cribles à schlamm usés, surface insuffisante des clarificateurs principal et secondaires. Difficulté résolue par l'addition d'un flocculant (féculé de pomme de terre) dans l'alimentation du clarificateur principal. Le prix de ce traitement est de 0,69 pfennig/m³. La teneur moyenne en solides du débordement du clarificateur passe de 19,8 g/l sans flocculant à 0,80 g/l avec flocculant. La teneur en solide de l'eau rejetée à la rivière peut ainsi être maintenue à moins de 0,4 g/l.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE.

IND. J 7

Fiche n° 10.734

A. HERMANN. Die Rieselfähigkeit von Braunkohlenstäuben und anderen feinkörnigen Schüttgütern. *La facilité d'écoulement des poussières de lignite et autres matières en vrac à grains fins*. — *Bergbau Technik*, 1954, mai, p. 266/274, 26 fig.

Les difficultés bien connues provoquées par l'agglutination des poussières de charbon, telles que ponts, entonnoirs et colmatage, ont déjà provoqué antérieurement des recherches sur la mécanique des poudres. La présente étude se place à un point de vue plus expérimental, elle se cantonne dans le domaine de l'aptitude à l'écoulement au point de vue vidange des silos et wagons, culbuteurs, remplissage des presses à briquettes, transport en tuyauteries, etc.

L'auteur mesure cette propriété au moyen d'un entonnoir-type suspendu à un ressort et entraînant dans son déplacement vertical, produit par l'écoulement, une plume qui inscrit sur un tambour se

déplaçant à 64 mm/min. L'entonnoir a ses parois inclinées de 30° sur la verticale et la sortie se fait par une tuyère standard. Le coefficient d'écoulement en % d'une poudre quelconque se rapporte à celui de l'eau à 20° C.

L'auteur a fait des essais comparatifs variés sur des poudres diverses dont cinq de lignites, une de charbon, une de coke et un de charbon de bois. Les influences diverses ont été mesurées : humidité, forme et surface des grains, diamètre moyen, granulométrie, tassement.

Des divers essais, il résulte que :

1) en dessous de 15 %, la teneur en eau a peu d'influence;

2) la forme a une grande importance : la sphère donne le meilleur écoulement. Les formes allongées ou contournées donnent les valeurs les plus faibles. Ces données sont complétées par des recherches microscopiques;

3) l'écoulement grandit très vite avec le diamètre moyen;

4) l'analyse chimique ne donne pas un rapport immédiat;

5) la granulométrie est déterminante : si la teneur d'une poussière en grains < 0.06 mm dépasse 20 %, l'écoulement s'annule. Plus la bande de granulométrie est étroite, mieux le produit s'écoule;

6) les secousses diminuent la fluidité, l'injection d'air divisé l'augmente.

IND. J 31 et R 21

Fiche n° 10.765

X. Protective coatings for iron and steel against corrosion. *Revêtements protecteurs contre la corrosion pour fer et acier.* — *Iron and Coal T.R.*, 1954, 9 juillet, p. 79/84, 4 fig.

Les divers types de revêtement pour la protection des fers et aciers contre la corrosion ont fait l'objet de deux journées d'étude à Bruxelles au cours du mois passé. L'article donne un résumé des conférences et des visites techniques effectuées. Outre le discours d'ouverture par le Professeur Erculisse, il y a notamment :

T.P. Hoar : Le mécanisme des inhibiteurs anodiques de corrosion. Généralités.

J.E.O. Mayne : Le mécanisme de la prévention des corrosions par les peintures.

L. De Brouckere et M. Solvel : Oxydation atmosphérique du fer et de l'acier doux.

A.A. Bid'el'Wahed et Poubaix : Phosphatation oxydante des aciers ordinaires au carbone.

P.T. Gilbert : La protection des aciers contre la corrosion atmosphérique par les revêtements métalliques.

C.A. Lobry de Bruyn : Quelques essais sur les prétraitements variés de l'acier avant peinture.

E. Leclerc et M. Goldstein : L'emploi des bitumes de pétrole pour la protection des tuyauteries enterrées.

D. Bermane : Contribution de certaines méthodes de laboratoire à l'étude des peintures pour la protection contre la corrosion.

D. Brasher : Mesures électriques dans l'étude des couches minces de peinture sur métal immergées (dans des solutions à pression osmotique variée et diverses concentrations ioniques).

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 53

Fiche n° 10.760

H. GARTNER. Intérêt et état actuel des recherches étiologiques dans la lutte contre les pneumoconioses. — *Pact*, 1954, juin, p. 209/213.

L'auteur passe en revue les travaux de L. Gardner, Kettle, Guy et Purdy, par la suite Siegmond, établissant la théorie de l'action chimique des poussières et fournissant la base des travaux expérimentaux sur animaux de King.

Les vues de Giese, Jötten, Nagelschmidt, Siefert et Jäger au sujet de l'importance de l'état physique sont aussi notées, ainsi que les effets produits par les différentes formes de SiO₂ dissous, dans les essais sur animaux : en forte concentration, ils sont tués en quelques minutes. Il y a trouble de la circulation et asphyxie : les vaisseaux et les bronches sont fortement contractés par l'acide silicique. Ceci explique l'emploi des aérosols bronchodilatateurs préconisés par Dautrebande. La genèse du tissu typique de la silicose a été l'objet d'une étude spéciale de l'auteur. Selon King, SiO₂ serait surtout actif à l'état naissant, il y aurait coagulation des albumines à son contact. L'irritation permanente proviendrait de la dissolution des particules de dimensions assez petites pour être solubles et assez grandes pour être durables. L'auteur donne ensuite un résumé des conclusions qu'on peut extraire de ces diverses théories.

La pneumoconiose bénigne serait le résultat de l'action fibrogène du tissu conjonctif résultant du processus de défense du poumon à l'inhalation durable de particules.

Les poussières mixtes contenant du SiO₂ gênent l'autoépuration par l'acide silicique dissous.

L'épuisement du pouvoir de défense est accéléré : on peut observer des formes graves, mais la fibrose et les troubles fonctionnels peuvent aussi rester discrets.

L'acide silicique cristallin dont les particules se tiennent dans certaines limites de grandeur forment des dépôts à action-retard. Les coalescences de nodules secondaires troublent la fonction respiratoire et peuvent la compromettre totalement.

Il semblerait, d'après les travaux de King, que ce sont surtout les particules aux environs de 1 μ qui ont l'action-retard la plus dangereuse.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.IND. ϕ 1112 et E 42

Fiche n° 10.941

P. VANDEN BROUCKE. Modernisation des Charbonnages de Ressaix. — *Bull. Techn. de l'U.I.Lv.*, 1954, n° 2, p. 16/23, 6 fig.

La société anonyme des Charbonnages de Ressaix poursuit un vaste programme de modernisation mis à l'étude en 1949 et dont la fin est prévue dans le courant de 1954. Sur les cinq sièges, deux sont restés provisoirement en dehors du programme : le siège de Houssu à cause de son autonomie et de son éloignement et Sainte-Elisabeth parce que producteur de charbons gras dont le traitement devait être envisagé isolément, le lavoir de Sainte-Marguerite (le plus moderne) sera d'autre part conservé pour le traitement des charbons de Sainte-Elisabeth.

La réorganisation a porté sur les trois sièges de l'Est, elle comporte :

1°) à Sainte-Marguerite, équipement du second puits pour l'extraction, production portée à 1.500 t/j.

2°) Sainte-Aldegonde est supprimé comme siège d'extraction. Au siège Saint-Albert, recarrage et équipement de surface d'un des puits pour porter son extraction à 2.000 t/j.

3°) Création d'un triage-lavoir central de 400 t/h (Evence Coppée, procédé Staatsmijnen).

4°) Terril central.

5°) Transports de surface par convoyeurs à bande sur passerelles fermées.

L'article décrit la nouvelle tour d'extraction du siège Saint-Albert, le nouveau triage-lavoir et la mise à terril.

IND. ϕ 1112 et E 47

Fiche n° 10.942

F. LACROIX. L'équipement par skip d'un puits de faible diamètre aux charbonnages de Roton-Farciennes. — *Bulletin technique de l'U.I.Lv.*, 1954, n° 2, p. 24/39, 10 fig.

Dans le cadre du rééquipement de la mine, le puits d'extraction de 8 m² de section a été mis hors service momentanément et l'extraction ainsi que la descente du personnel a dû se faire par le puits d'air de 2,10 m de ϕ . L'opération a été rendue possible grâce à la formule moderne d'extraction par skip. Profondeur du puits : 440 m. En vue de réduire les temps de manœuvre, on s'est arrêté à la solution poulie Koepe, un skip et un contre-poids. Le puits a dû subir un certain nombre d'aménagements qui sont décrits. Le skip et les mécanismes de chargement et de déchargement ont été étudiés par la Société Belge de Mécanisation (Liège) concessionnaire des brevets et procédés Pic. Des vues et des détails d'installation sont donnés. La mise en skip au fond est précédée d'un crible à barreaux (espacés de 230 mm) en vue d'éliminer les gros blocs qui provoqueraient des ancrages (ils sont concassés au marteau-pic). A la surface, des raisons d'encombrement ont fait adopter la tour d'extraction (d'une hauteur de 27,35 m) en châssis métalliques et treuil au sommet.

La ventilation posait un autre problème difficile qui a été résolu par l'utilisation d'un ancien puits (de 64 m de profondeur) et l'installation d'un Aérex au fond.

A l'heure actuelle, l'extraction normale nette de 300 t est assurée sur 9 1/2 heures théoriques. Pratiquement, avec les terres et les abarins, il faut deux postes.

Bibliographie

P. REBOUX. — Phénomènes de fluidisation - Documentation générale. Un volume cartonné 21 × 27 cm, 165 p., 106 fig., 5 planches. Publié par l'Association Française de Fluidisation, 28, rue Saint Dominique, Paris, 1954.

La réalisation du présent ouvrage constitue le premier point du programme que s'était fixé, à ses débuts, l'Association Française de Fluidisation. Cette association, créée en France, en 1952, en vue d'étudier les mécanismes physiques intervenant dans la mise en fluidisation des particules solides, groupe un certain nombre de Services Nationaux, de Sociétés privées et de Centres techniques que cette nouvelle technique intéresse. Le programme établi comportait en premier lieu une synthèse bibliographique des travaux expérimentaux ou théoriques déjà parus. C'est ce travail bibliographique qui vient d'être publié et ceci sous une forme particulièrement claire et soignée.

Dans l'introduction, après une description générale du phénomène de fluidisation et de ses aspects secondaires (« channeling » et « slugging »), l'auteur passe en revue les diverses possibilités d'application. Le développement industriel du procédé par couche fluidisée date de la seconde guerre mondiale et c'est principalement en vue de réaliser une opération catalytique qu'il a été mis en œuvre. C'est ainsi qu'aux Etats-Unis, on procède au cracking catalytique des pétroles en essences légères par la technique dite de « fluid catalyst » : le catalyseur est entraîné par les vapeurs d'huile et mis en suspension dans le réacteur. L'intérêt de cette technique est de permettre un contrôle rigoureux des températures et une régénération continue du catalyseur.

Ce n'est cependant pas uniquement l'industrie du pétrole qui bénéficie des avantages offerts par le procédé en lit fluide. Celui-ci peut également être appliqué en vue de réaliser des opérations qui intéressent l'industrie charbonnière, telles la carbonisation et la gazéification de la houille, la purification du gaz de distillation, la préparation des charbons actifs, la séparation des charbons et des schistes et même la récupération de la chaleur sensible des fumées.

Abordant dans une première partie l'étude des conditions de mise en fluidisation, l'auteur décrit tout d'abord les caractéristiques d'un solide granulé. Il traite ensuite des pertes de charge en lit fixe, tant en régime laminaire que turbulent ; des considérations théoriques, il passe aux résultats expérimentaux en insistant particulièrement sur les

travaux de Carman et Leva. Des exemples numériques facilitent la compréhension de l'exposé. Les vitesses maximum et minimum de fluidisation sont étudiées de la même façon.

Dans la seconde partie de son travail, M. Reboux examine les propriétés des couches fluidisées : masse spécifique et viscosité apparentes, uniformité de fluidisation, mouvements à l'intérieur d'un lit fluidisé. La plupart des résultats présentés ont été obtenus par voie purement empirique. Le chapitre se termine cependant par un aperçu des théories mathématiques du phénomène, édifiées soit à partir de considérations énergétiques, soit à partir de considérations statistiques.

La troisième partie de l'ouvrage traite du transport des particules solides, domaine où la technique des lits fluidisés a également été appliquée avec succès.

Après une comparaison entre le transport pneumatique et le transport par couche dense, l'auteur étudie les possibilités du transport horizontal par lit fluide et termine le chapitre par des considérations sur les phénomènes d'érosion qui accompagnent la mise en œuvre de la fluidisation.

Le dernier chapitre concerne la question importante de la transmission de la chaleur, examinée par l'auteur à un double point de vue : les échanges thermiques « internes », c'est-à-dire les échanges entre le fluide et les particules solides et les échanges « externes » entre le lit fluidisé et l'extérieur ou inversement.

Le calcul des résultats dans la pratique de la préparation (Die Erfolgsrechnung im Aufbereitungsbetrieb), par le Dr.-Ing. H. HEIDENREICH avec la collaboration du Dipl.-Ing. K. GRUMBRECHT - Verlag Glückauf GmbH. Essen 1954 - 252 pages, 82 fig. Relié toile, format 15 × 21. Prix : 24 DM.

Ce volume constitue une étude critique très complète de toutes les méthodes, jusqu'aux plus modernes, utilisées pour caractériser les possibilités de lavage du charbon et les résultats obtenus dans la pratique des lavoirs.

Dans sa préface, l'auteur insiste sur l'importance toujours plus grande prise par l'établissement des résultats de lavage, grâce aux progrès réalisés dans la détermination des erreurs de lavage, en particulier par l'introduction de la courbe de partage. Le but de l'auteur est de réunir dans un seul volume des méthodes et des idées qui jusqu'à présent sont dispersées dans la littérature.

L'ouvrage comporte les chapitres suivants :

1. *L'établissement des courbes de lavabilité.*

Ce chapitre décrit les méthodes d'analyses densimétriques, insiste sur la nécessité d'un bon échantillonnage et expose et critique les différents modes de représentation graphique (courbe de fréquence de Götte, courbe densimétrique, courbes de Henry-Keinhardt, de Mayer et de Heidenreich) qui permettent de juger des possibilités de lavage d'un charbon brut.

2. *La séparation pratique.*

Ce chapitre traite des méthodes de représentation des résultats autres que celles basées sur la courbe de partage : erreur sur les cendres, égarés, triangle d'erreur, rendement organique, etc.

3. *La courbe de partage.*

Ce chapitre traite uniquement de la courbe de partage, des coefficients qui en dérivent et des possibilités de prédétermination des résultats basées sur son utilisation.

4. *Le calcul des résultats.*

Ici, l'auteur traite, en particulier, de la détermination des rendements pondéraux et de la disposition des calculs à adopter pour simplifier la construction de la courbe de partage dans la pratique courante.

Les chapitres suivants sont consacrés à l'intérêt économique des études sur le lavage, au calcul des résultats en préparation des minerais et à la représentation des résultats des classements granulométriques. L'ouvrage se termine par une bibliographie très abondante.

Cette étude très claire et très bien documentée du Dr.-Ing. Heidenreich sera d'une grande utilité à tous ceux qui s'intéressent aux problèmes du lavage du charbon, car il rassemble et condense un grand nombre de notions indispensables à connaître et extrêmement dispersées dans la littérature technique.

Deutsche Kohlenbergbau-Leitung. Directives et propositions pour la constitution du dossier technologique des couches pour l'industrie du charbon (Richtlinien und Vorschläge zur Anlegung des Flözarchivs für den Steinkohlenbergbau). - Cartonné 23 × 31, 87 p., 15 fig., 5 planches. Verlag : Glückauf, Essen 1953.

Dans le passé, pour les études préparatoires, on ne disposait comme renseignements que de l'étendue de la position stratigraphique, l'exploitabilité se déterminait par la puissance, et la productivité par le nombre de berlines et le poids du contenu.

L'évolution technique de l'exploitation, de la préparation mécanique, de l'emploi de l'énergie, et surtout les grandes variations de la conjoncture économique ont conduit à la conviction que ces données ne fournissaient pas une base suffisante pour une estimation sûre, complète, économique et technique de la réserve, de l'exploitabilité d'une couche, de la méthode à préférer et du mode approprié de valorisation. Il s'est vérifié maintes fois que le bénéfice d'exploitation dépend du front de

taille et que par contre, pour la réalisation d'une planification et d'un contrôle adéquats, il est indispensable de connaître la situation technique et granulométrique des divers chantiers.

Le but du présent ouvrage est de permettre la présentation des données géologiques, granulométriques, technologiques et économiques sous des formes unifiées et par le fait même aisément comparables.

Antérieurement déjà, nombre d'auteurs dont la liste est donnée se sont intéressés à la pétrographie et à la valeur commerciale des couches ainsi qu'au degré de houillification, d'autres ont envisagé la granulométrie, la technique d'abattage et de préparation à préférer au point de vue économique.

En vue d'orienter ces recherches dans un cadre commun dès 1939, à l'initiative de W. Reerink, l'Association des Intérêts Charbonniers d'Essen avait créé, sous la présidence de W. Lütghen, un comité de techniciens pour l'étude des propriétés économiques du charbon « Fachausschuss für rohstoffliche Kohleforschung ». La seconde guerre mondiale vint interrompre ces travaux.

Le présent travail fut entrepris sur l'invitation de la D.K.B.L. et la présidence de K. Oberste-Brink en 1947. Les principaux collaborateurs sont : C. Abramski, H. Rode, J.R. Schön Müller et H. Schulte.

La première partie de l'ouvrage donne les indications appropriées pour l'exécution de l'enquête nécessaire sur les données géologiques, commerciales, techniques et économiques. Pour la consignation de ces données et leur mise en valeur, 9 formulaires et 5 cartes sont proposés. Dans la seconde partie, un exemple d'utilisation de ces données est donné pour le cas concret d'un charbonnage déterminé.

L'établissement du dossier technologique ne peut se réaliser que par une étroite collaboration des divers spécialistes. Le dossier doit fournir les éléments documentaires aussi bien au mineur qu'au géomètre, à l'agent de vente qu'au directeur du lavoir, au chimiste qu'à l'ingénieur de valorisation.

Les formulaires et cartes proposés sont étudiés en vue de faire ressortir les données et d'en faciliter la consultation ; ils sont naturellement susceptibles d'être complétés par les données que la pratique indiquera. Il est à souhaiter que le « dossier technologique des couches pour l'industrie charbonnière » puisse compter sur la collaboration bienveillante de tous les intéressés et qu'on puisse ainsi recueillir les fruits que l'on peut en attendre.

Annuaire de l'Industrie minière Allemande (Jahrbuch des Deutscher Bergbaus 1954). - Edition 1954 par les Bergassessors : a. D. Dr. Ing. Wilhelm de la SAUCE, a. D. Paul SCHORN et a. D. Emil SCHROEDTER, 1954. Maison d'édition Glückauf GmbH. Essen, 8^o relié, 1394 p., 20 D.M.

Ainsi qu'il est indiqué en exergue, il s'agit d'un guide de l'industrie minière de la République de l'Allemagne de l'Ouest, des cadres administratifs et organismes dirigeants et aussi des éléments représentatifs du commerce du charbon, de la na-

vigation fluviale, de l'industrie auxiliaire des mines et de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier.

Le premier chapitre relatif à l'industrie des mines en Allemagne comporte à lui seul 766 pages et est subdivisé en plusieurs parties :

- A. Les producteurs de charbon.
- B. Les exploitations de minerais.
- C. Les salines.
- D. Le pétrole.
- E. Les autres minéraux.
- F. Les tourbières.
- G. La liste des entreprises de travaux miniers.
- H. Tables récapitulatives et statistiques.

Le second chapitre traite de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier : les organes constitutifs et les sociétés participantes des différents pays sont énumérés.

Les chapitres III à VI documentent sur l'organisation administrative et sociale : administration centrale et des divers états, ministères, administration des mines — organisation économique et technique des mines ainsi que associations professionnelles — organisations syndicales et mutuelles — organismes d'instruction et de perfectionnement, stations d'essais et de documentation.

Les chapitres VII à XI fournissent une documentation tenue à jour sur les industries chimiques à base de charbon, sur l'industrie électrique et gazière, le commerce du charbon et la navigation intérieure, les sociétés de lotissement, de construction de logement et d'adduction d'eau, les constructeurs les plus importants de matériel minier.

Le dernier chapitre constitue une table alphabétique, d'une part, des entreprises, d'autre part, des personnalités citées dans l'annuaire.

Un article inclus dans le premier chapitre est intitulé : la recherche dans les mines allemandes, le Dr. E. Schrödter, Directeur-Gérant de l'Association Charbonnière, y passe en revue les divers organismes qui se sont développés un peu dans tous les secteurs en vue de faire progresser et d'améliorer l'art des mines : sécurité, ventilation, explosifs, organisation, lutte contre les maladies professionnelles, progrès dans la préparation des charbons, leur valorisation, l'exploitation des lignites, tourbes, autres minéraux.

L'annuaire des mines allemand est le guide nécessaire aux personnes qui s'intéressent au monde minier de ce pays.

ANNALES DES MINES DE FRANCE - Le fonctionnement de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier au cours des années 1952 à 1953. Brochure de 60 pages, 21 × 27, en vente chez M. J. Dumas, 5, rue Jules LeFebvre, CCP. 640-93 Paris. Prix 350 FF.

Les Annales des Mines, organe officiel du Ministère de l'Industrie et du Commerce, viennent de mettre à la disposition du public un document intitulé : « Le fonctionnement de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier au cours des années 1952 à 1953 » dont l'importance n'échap-

pera pas à tous ceux qu'intéresse l'expérience de l'institution supranationale européenne qu'est la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier.

Il s'agit du rapport, présenté par l'Administration française compétente à son Gouvernement, relatif aux événements qui ont marqué les débuts de la C.E.C.A. et aux enseignements qui en ont été tirés.

Il est divisé en trois parties :

- 1) L'établissement du marché commun (mise en place des institutions ; période préparatoire ; ouverture du marché commun ; premiers problèmes).
- 2) Les premières répercussions (en France ; dans les autres pays).
- 3) L'action future de la Communauté (relations extérieures ; structure du marché ; les problèmes sociaux ; l'établissement du marché commun des aciers).

Son introduction est libellée comme suit :

Le traité instituant la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier et la convention sur les dispositions transitoires qui y est annexée ont été signés à Paris le 18 avril 1951 ; ces textes sont entrés en vigueur le 25 juillet 1952, date du dépôt aux archives de la République française du dernier instrument de ratification.

La période de cinquante ans pour laquelle est conclu le traité a donc commencé à cette date.

La convention sur les dispositions transitoires a prévu que la mise en application du traité s'effectuerait en deux périodes :

- 1) La période préparatoire, qui s'étend de la date de l'entrée en vigueur du traité à la date de l'établissement du marché commun ;
- 2) La période transitoire, qui commence à la date de l'établissement du marché commun et prend fin à l'expiration d'un délai de cinq ans à compter de l'institution du marché commun pour le charbon, c'est-à-dire le 10 février 1958.

Le rapport a pour objet de décrire les activités de la Communauté depuis l'entrée en fonction de la Haute Autorité jusqu'au 31 décembre 1953, et d'évoquer les principaux problèmes qui se sont posés à la suite des premières mesures mises en œuvre. Il couvre donc la fin de la période préparatoire, depuis le 10 août 1952 (1) jusqu'au 10 février 1953 (2), et le début de la période transitoire à compter de cette date.

LE CHARBON. - Origine, propriétés, production et emploi (Die Kohle - Entstehung, Eigenschaften, Gewinnung und Verwendung) - par le Dr.-Ing. W. GUMZ et le Dr. phil. R. REGUL. 427 p., 177 fig. relié toile - Verlag Glückauf GmbH., Essen - Prix : 28 D.M.

Les visiteurs de l'Exposition de l'Industrie minière allemande de Essen, du 18 septembre au

1) Date d'entrée en fonction de la Haute Autorité.

2) Date de l'ouverture du marché commun du charbon, de minéral de fer et de la ferraille.

3 octobre, de même que les membres de la deuxième Conférence internationale sur la Préparation mécanique du Charbon à Essen, du 20 au 25 septembre, ont eu la bonne fortune de trouver, à Essen, le nouvel ouvrage « Die Kohle » dont les auteurs sont le Dr.-Ing. GUMZ, attaché au Steinkohlenbergbauverein, et le Dr. phil. REGUL, attaché à la C.E.C.A. C'est un ouvrage remarquable et très complet et les « Annales des Mines de Belgique » reproduisent très volontiers le texte introductif qui l'accompagne.

Le technicien dans l'exploitation comme la ménagère au foyer, l'homme politique dans la vie publique ou celui qui fait partie des cercles économiques de notre temps, et enfin ceux que leur profession met en rapport avec le charbon, tous trouvent dans ce livre ce qui les concerne immédiatement à propos de cette matière première de notre économie, aux aspects multiples. Ce livre donne au lecteur, par les mots et par l'image, une représentation complète et intelligible à tous égards, du charbon — de ses propriétés, de sa production et de ses multiples emplois — et ce, sans exiger du lecteur trop de connaissances préalables. Les liaisons techniques et économiques sont exposées de telle façon que l'ouvrage donne une image très nette de la production et de la fourniture d'énergie que l'on peut considérer comme une lutte de l'homme avec les forces de la nature et dont le résultat est l'ère technique actuelle.

Il a fallu trouver de nouveaux moyens de représentation pour rendre à la fois l'ouvrage compréhensible à tous, assurer la simplicité de l'expression en lui gardant un caractère scientifique. Le lecteur trouvera notamment, en annexe, un répertoire technique relatif au charbon et à l'économie charbonnière, qui contient plus de mille mots. Un grand tableau de 40 sur 60 cm et une description annexée permettent au lecteur de visiter une exploitation minière et de se familiariser avec toutes ses particularités. Dans le même esprit, le grand nombre et le format des figures, ainsi que la représentation imagée des procédés, contribueront à en donner une peinture réelle.

Si l'objectif de cet ouvrage a été atteint, c'est qu'il s'est trouvé deux auteurs pour lui fournir la matière adéquate : le Dr.-Ing. Wilhelm Gumz VDI, actuellement chargé des études relatives à l'emploi du charbon au Steinkohlenbergbauverein, à Essen.

Depuis plusieurs décades, c'est un technicien spécialement connu, en Allemagne et à l'étranger, dans le domaine d'utilisation du charbon comme combustible et matière première. Après plusieurs années d'activité aux États-Unis, il est rentré depuis peu en Allemagne. Son collaborateur, le Dr. phil. Rudolf Regul, Directeur suppléant du Département Economique de la Haute Autorité de la C.E.C.A., était auparavant chargé de la direction de la division économique de la D.K.B.L. ; il est également connu depuis plusieurs décades, comme technicien dans le domaine de l'économie internationale du charbon.

Le lecteur aura une vue d'ensemble de la question charbonnière, depuis la formation des gisements charbonniers, en passant par l'utilisation comme combustible et matière première, jusqu'aux temps où le charbon aura comme concurrent l'énergie atomique.

Il est indispensable actuellement d'être au courant de ces questions. Les trésors en charbon et en lignite de l'Allemagne ne sont pas seulement à la base de l'activité de millions d'individus qui travaillent à la production, la préparation et l'utilisation du charbon ; dans un sens plus étendu, ces matières constituent la base la plus solide de notre économie générale et de notre rôle dans la civilisation. Chacun aujourd'hui vit du et par le charbon.

W. FRANCIS. Le charbon, sa formation et sa composition (Coal, its formation and composition). Ed. E. Arnold Ltd. Londres. Volume relié toilé 17 × 24. 567 p. 203 fig. 1954. 84 sh.

Ouvrage traitant d'une façon systématique et détaillée de la formation et de la composition du charbon. Il débute par une reconstitution géologique du monde à l'époque de la formation du charbon où le développement, la structure et la chimie de la plante à cette époque sont longuement exposés, de sorte qu'il est alors aisé de suivre l'évolution de la structure et des propriétés chimiques et physiques des tissus végétaux et autres substances impliquées dans le processus, pendant les transformations de la plante en tourbe jusqu'à l'antracite. La composition de la tourbe et des diverses espèces de charbon est minutieusement étudiée dans le volume, spécialement en ce qui concerne nomenclature, classification, composition chimique, état physique, modes normaux et particuliers de formation.

Des photographies nombreuses et soigneusement choisies montrent l'utilité du microscope dans l'étude des plantes et autres organismes fossiles, l'étude des spores a reçu parmi d'autres la place qui lui revient. La technique utilisée pour ces reproductions et la préparation des spécimens pour l'examen au microscope font l'objet de descriptions.

Les données sur le gisement, le mode de formation et la composition chimique se rapportent aux différentes variétés de charbon rencontrées dans diverses contrées et formées dans des conditions très variables sur une période géologique très étendue de sorte que ce livre est d'un intérêt international et peut être consulté avec fruit par les techniciens des combustibles, les étudiants et les utilisateurs de charbon du monde entier.

Les titres des chapitres sont :

- 1) Origine du charbon - 2) Structure des plantes ayant donné naissance au charbon - 3) Chimie des constituants des plantes - 4) Formation et composition de la tourbe - 5) Composition des lignites - 6) Les charbons : terminologie, structure, pétrologie - 7) Classification - 8) Composition - 9) Processus normaux et anormaux de formation des charbons - 10) Constituants minéraux du charbon - 11) Considérations physiques.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE — ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Année 1954 — Jaar 1954

TABLE ALPHABETIQUE DES AUTEURS
ALPHABETISCHE TAFEL DER AUTEURS

	Livraison	Pages
ADMINISTRATION DES MINES.		
<i>Tableau des mines de houille en activité en Belgique au 1^{er} janvier 1954 (erratum liv. V, p. 670)</i>	III	358
<i>Répartition du personnel et du service des mines. — Noms et adresses des fonctionnaires au 1^{er} janvier 1954</i>	III	381
<i>Situation du personnel du Corps des Mines au 1^{er} janvier 1954</i>	III	400
BINDELLE, J.		
<i>Vingt-deux années d'emploi généralisé du scraper au siège de José de la S. A. des Charbonnages de Wérister</i>	V	599
BEEVERS, C.		
<i>Recherches récentes sur les affaissements miniers</i> (En collaboration avec K. WARDELL) — Traduit par L. DENOEL.	VI	802
BRANDI, K.		
<i>Nouveautés dans l'abatage au rabot</i> Traduit par L. DENOEL.	V	645
C.E.C.A.		
<i>Expertise de charbonnages borains par un groupe d'experts</i>	VI	883
CONSEILS et COMITES — RADEN en COMITE'S.		
<i>Conseils, conseils d'administration, comités et commissions — Composition au 1^{er} janvier 1954</i>	III	416
<i>Raden, beheerraden, comité's en commissies — Samenstelling op 1 Januari 1954</i>	III	416
COPPA ZUCCARI, G.		
<i>Le pétrole à Raguse (Italie)</i>	V	650
DÉCKER, M.		
<i>La technique des vibrations et le criblage (Matériel de préparation mécanique Humboldt à la Foire Internationale de Liège 1954)</i>	IV	550
DELMER, A.		
<i>Echelle stratigraphique des gisements houillers de la Belgique et des régions voisines</i> (En collaboration avec J. M. GRAULICH).	VI	824
DENOEL, L.		
<i>Recherches récentes sur les affaissements dus aux travaux miniers</i>	VI	780
DROUARD, C.		
<i>L'utilisation des agents tensio-actifs dans l'industrie minière</i> (En collaboration avec A. HOUBERECHTS).	VI	825
DUTZ, S.		
<i>Diagrammes ix à grande échelle pour l'air humide</i>	VI	774

ERDOEL UND KOHLE.		
<i>Problèmes de la valorisation du charbon à la Conférence technique du Steinkohlenbergbauverein, juin 1953</i>	I	41
Traduit par INICHAR.		
FRIPIAT, J.		
<i>Rapport sur les travaux de 1953 de l'Institut National des Mines</i>	IV	465
GRAULICH, J. M.		
<i>Echelle stratigraphique des gisements houillers de la Belgique et des régions voisines</i>	VI	824
(En collaboration avec A. DELMER).		
HANSROUL, P.		
<i>Havage, minage au cardox, transport par bande à brin inférieur porteur ripée dans une taille aux Charbonnages de Beringen</i>	II	177
HECKMANN, M.		
<i>Essoreuses à panier tamis oscillant Humboldt (Matériel de préparation mécanique Humboldt à la Foire Internationale de Liège 1954)</i>	IV	556
HELLINCKX, L.		
<i>Contribution à l'étude de l'utilisation thermique des schistes de lavoirs</i>	IV	534
(En collaboration avec E. MERTENS et R. VERHILLE).		
HOVELS, W.		
<i>Essais de boulonnage en galerie</i>	II	223
(En collaboration avec R. ROLSHOVEN) — Traduit par INICHAR.		
HOPPE, R.		
<i>Extrait du rapport sur les travaux du deuxième semestre 1953 (Borinage et Centre) : Extraction par sképs - Lavage en liquide dense</i>	V	638
HOUBERECHTS, A.		
<i>L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1953</i>	III	297
<i>L'utilisation des agents tensio-actifs dans l'industrie minière</i>	VI	825
(En collaboration avec C. DROUARD).		
INDUSTRIA MINERARIA.		
<i>Le méthane en Italie</i>	I	44
Traduit par E. DUTRIEU.		
INICHAR.		
<i>Quelques indications relatives à la présence de germanium dans les houilles belges</i>	I	39
<i>Journée du soutènement dans une voie de chantier en plateau :</i>		
J. VENTER — <i>Introduction</i>	II	186
P. STASSEN — <i>Principes généraux et résultats qualitatifs de l'étude</i>	II	188
A. HAUSMAN — <i>Résultats des mesures et calculs de prix de revient</i>	II	202
<i>Discussion</i>	II	213
J. VENTER — <i>Conclusions</i>	II	219
<i>Protection des bâtiments contre les mouvements de terrains (Compte rendu de la Journée organisée par Inichar à Liège, le 2 avril)</i>	IV	510
<i>L'utilisation des schistes de lavoirs : Déterminations analytiques - Essais semi-industriels de gazéification de schistes de lavoirs</i>	IV	528
<i>Exposition de matériel minier à Béthune en juin 1954 (Compte rendu)</i>	V	608
<i>Revue de la littérature technique</i>	I	131
	II	270
	III	435
	IV	564
	V	651
	VI	852
JUST, H.		
<i>Le stockage souterrain du gaz aux U.S.A. et ses possibilités d'application en Europe</i>	V	629
Traduit par INICHAR.		

LESAGE, G. <i>Etude des fondations (Compte rendu de la Journée organisée par Inichar sur la protection des bâtiments contre les mouvements de terrains) (Errata : liv. V, p. 670)</i>	IV	514
MARCHAL, G. H. <i>Bilan énergétique de la Belgique - Années 1951 et 1952</i>	I	47
MARCHANDISE, H. <i>L'utilisation du rabot rapide en Belgique</i>	I	25
MATERIEL MINIER (Notes rassemblées par INICHAR). <i>Convoyeur à courroie à deux brins parallèles. — Charnières Flexco. — Sauterelle extensible Duplobelt. — Détecteur d'incendies souterrains Stirrom. — Tubes à gonfler pour la construction de serrements. — Compresseurs d'air Joy, type WN-114, installés sur wagon. — Nouveau développement dans le domaine de la séparation des corps métalliques dans les installations de manutention. — Cribles à toiles chauffées</i>	I	9
<i>Trépan Anderson Boyes. — Rabot activé Huwood. — Nomographie appliquée à l'abatage par rabots rapides. — Montage d'une installation de convoyeur blindé ou de rabot rapide en taille. — Pousseurs Glückauf. — Soutènement par bèles glissantes, étauçon à coins jumelés et étauçon Dowty à tête spéciale. — Boulons récupérables pour le roof bolting. — Boulon Victor. — Super-marteau Ingersoll-Rand. — Nouvelles attaches pour câbles d'acier. — Accouplements automatiques de berlimes. — Le Montavox. — Un grisoumètre acoustique automatique. — Charnières Flexco</i>	II	229
<i>Utilisation de couronnes diamantées dans les travaux de forage pour captage de grison aux Charbonnages de Monceau-Fontaine. — Abatteur de poussières pour foreuse électrique. — Ampoules pour le graissage et l'entretien des outils à air comprimé. — Conduites à air comprimé flexibles pour couches de faible ouverture. — L'abri blindé sur roues. — Bourrage de mines préfabriqué. — Attaches de courroies rendues étanches à la poussière. — Un nouveau transporteur curviligne. — Appareils de contrôle pour le guidonage des puits. — Treuil à friction pour la pose et la dépose de câbles Koepe</i>	III	328
<i>Nouvel appareil pour nettoyer la saignée lors du havage au mur. — Tuyaux de remblayage trempés par induction. — Dispositif de protection sur tête motrice de convoyeur à bande entraînée par moteur à air comprimé. — Nouveau locotracteur de mines Deutz-Diesel hydraulique à deux cabines. — Dispositif pour le prolongement de la voie pendant le creusement de la galerie. — Grisoumètre japonais Riken-Keiki. — Lampes portatives avec tubes fluorescents</i>	IV	539
<i>Haveuse travaillant en tête pour couche mince. — Nouveau frein pour machines d'extraction. — Microbaromètre Askania. — Amélioration du procédé de captage du grison par sondage à partir de la voie d'aérage du chantier</i>	V	620
MERTENS, E. <i>Contribution à l'étude de l'utilisation thermique des schistes de lavoir</i> (En collaboration avec L. HELLINCKX et R. VERHILLE).	IV	534
MEYERS, A. <i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur - Année 1952 (Errata : liv. III, p. 356)</i>	I	69
<i>L'industrie charbonnière pendant l'année 1953 — Statistique sommaire et vue d'ensemble sur l'exploitation</i>	III	343
MIGNION, G. <i>Abatage à l'explosif en couche mince</i>	I	20
MIJNWEZENBESTUUR. <i>Verdeling van het personeel en van de Dienst van het Mijnevezen — Namen en adressen der ambtenaren op 1 Januari 1954</i>	III	381
<i>Stand van het personeel van het Mijnevezen op 1 Januari 1954</i>	III	408
PAUWEN, L. J. <i>Le canal Meuse-Bassin de Briey</i>	II	161

PIRNAY, L.			
<i>Exposé général (Compte rendu de la Journée organisée par Inichar à Liège sur la protection des bâtiments contre les mouvements de terrains). (Errata : liv. V, p. 670)</i>		IV	512
ROLSHOVEN, H.			
<i>Essai de boulonnage en galerie</i>		II	223
(En collaboration avec W. HOEVELS) — Traduit par INICHAR.			
STEINMANN, M.			
<i>La filtration par le vide au moyen de filtres rotatifs sans cellules (Matériel de préparation mécanique Humboldt à la Foire Internationale de Liège)</i>		IV	560
STENUIT, R.			
<i>Mécanisation et sécurité</i>		VI	815
VAES, A.			
<i>L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1952</i>		II	248
<i>L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1953</i>		VI	
van KREVELEN, D. W.			
<i>Origine, structure, propriétés et valorisation de la houille</i>		IV	502
		V	591
		VI	
VERHILLE, R.			
<i>Contribution à l'étude de l'utilisation thermique des schistes de lavoirs</i>		IV	534
(En collaboration avec E. MERTENS et L. HELLINCKX).			
VERWILST, J.			
<i>Les installations d'extraction à multicâbles sur poulies et tambours à adhérence</i>		VI	758
WARDELL, K.			
<i>Quelques observations sur la relation entre les affaissements miniers et le temps</i>		VI	793
Traduit par L. DENOEL.			
<i>Recherches récentes sur les affaissements miniers</i>		VI	802
(En collaboration avec C. BEEVERS) — Traduit par L. DENOEL.			
WEHNER, A.			
<i>A propos de la sécurité des compresseurs du fond</i>		II	226
Traduit par J. FRIPIAT.			

