

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

P 1273



Direction - Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie - Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Renseignements statistiques. — Symposium sur le fonçage de puits et le creusement de galeries, Londres, juillet 1959. — Inichar : Exposition de matériel minier, Londres, juillet 1959. — S. Bär : Equilibrage des charges des câbles dans les extractions multicâbles. — A. Vaes : L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1958. — Inichar.: Revue de la littérature technique. — Bibliographie.

COMITE DE PATRONAGE

- MM. H. ANCIAUX, Inspecteur général honoraire des Mines, à Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S.A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
- L. CANIVET, Président Honoraire 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.
- P. CULOT, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
- P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
- L. DEHASSE, Président d'Honneur de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Bruxelles.
- A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Pâturages.
- A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
- N. DESSARD, Président d'Honneur de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- P. FOURMARIER, Professeur émérite de l'Université de Liège, à Liège.
- L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Acières Belges, à Bruxelles.
- E. HOUBART, Président du Conseil d'Administration de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- L. JACQUES, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
- E. LEBLANC, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Bruxelles.
- J. LIGNY, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Marcinelle.
- A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S.A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
- A. MEYERS (Baron), Directeur Général Honoraire des Mines, à Bruxelles.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S.A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
- G. PAQUOT, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- O. SEUTIN, Directeur-Gérant Honoraire de la S.A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
- R. TOUBEAU, Professeur Honoraire 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.
- M. VAN LOO, Président du Comité de Direction de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.

BESCHERMEND COMITE

- HH. H. ANCIAUX, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Wemmel.
- L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gerant van de N.V. « Charbonnages de la Grande Bacnure », te Luik.
- L. CANIVET, Ere-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.
- P. CULOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Bergen.
- P. DE GROOTE, Oud-Minister, Voorzitter van de Vrije Universiteit Brussel, te Ukkel.
- L. DEHASSE, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Westen van Bergen, te Brussel.
- A. DELATTRE, Oud-Minister, te Pâturages.
- A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
- N. DESSARD, Ere-Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
- P. FOURMARIER, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
- L. GREINER, Ere-Voorzitter van de « Groupement des Hauts Fourneaux et Acières Belges », te Brussel.
- E. HOUBART, Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
- L. JACQUES, Voorzitter van het Verbond der Groeven, te Brussel.
- E. LEBLANC, Voorzitter van de Kolenmijn-Vereniging van het Kempisch Bekken, te Brussel.
- J. LIGNY, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van het Bekken van Charleroi en van de Beneden Samber, te Marcinelle.
- A. MEILLEUR, Afgevaardigde-Beheerder van de N.V. « Charbonnages de Bonne Espérance », te Lambusart.
- A. MEYERS (Baron), Ere Directeur generaal der Mijnen, te Brussel.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Generaal van de N.V. « Charbonnages de Mariemont-Bascoup », te Brussel.
- G. PAQUOT, Voorzitter van de Vereniging der Kolenmijnen van de Provincie Luik, te Luik.
- O. SEUTIN, Ere Directeur-Gerant van de N.V. der Kolenmijnen Limburg-Maas, te Brussel.
- R. TOUBEAU, Ere-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.
- M. VAN LOO, Voorzitter van het Bestuurscomité der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
- J. VAN OIRBEEK, Vorzitter van de Federatie der Zink-, Lood-, Zilver-, Koper-, Nikkel- en andere non-ferro Metalenfabrieken, te Brussel.

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

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

ANNALES DES MINES

DE BELGIQUE

N° 11 — Novembre 1959

ANNALEN DER MIJNEN

VAN BELGIE

Nr 11 — November 1959

Direction-Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

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

Directie-Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT
VOOR DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	1046
INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE	
INICHAR. — Symposium sur le fonçage de puits et le creusement de galeries. — Londres, juillet 1959 (fin)	1051
INICHAR. — Exposition de matériel minier. — Londres, juillet 1959	1064
NOTES DIVERSES	
S. BAER. — Equilibrage des charges des câbles dans les extractions multicâbles	1082
STATISTIQUE	
A. VAES. — L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1958	1091
BIBLIOGRAPHIE	
INICHAR. — Revue de la littérature technique	1122
Divers	1135
COMMUNIQUE	
	1136

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIEN
BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5
Rue Borrens, 37-39 - Borrensstraat — Tél. 48.27.84 - 47.38.52

MENSUEL - Abonnement annuel : Belgique : 450 F - Etranger : 500 F
MAANDELIJKS - Jaarlijks abonnement : België : 450 F - Buitenland : 500 F

BASSINS MINIERES	Production totale (Tonnes)	Consommation propre et fournitures au personnel (tonnes) (1)	Stock (tonnes)	Jours ouvrés (2)	PERSONNEL												Grisou capté valorisé (6)		
					Nombre moyen d'ouvriers			Indice (3)				Rendement		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	174.890	24.744	1.153 885	13,46	—	10.883	15.188	0,16	0,36	0,89	1,29	1 118	775	81,22	84,05	— 415	— 392	— 807	1.501.750
Centre	144.122	29.448	846.166	14,02	—	8.948	12.219	0,15	0,36	0,93	1,33	1.076	755	83,48	85,78	— 120	— 152	— 272	1.555.219
Charleroi	362.371	35.518	2 361.010	15,03	—	17.633	25.244	0,15	0,30	0,78	1,18	1.283	848	82,94	85,34	— 405	— 459	— 864	2.972.580
Liège	223.393	27.366	843.842	16,90	—	13.718	18.746	0,16	0,36	1,00	1,44	996	694	80,97	83,76	— 117	— 146	— 263	—
Campine	695.901	55.226	2.485.321	19,32	—	24.004	32.141	0,10	0,25	0,68	0,92	1.477	1.086	90,50	91,94	+ 3	— 254	— 251	1.980.284
Le Royaume	1.600.677	172.302	7.690.224	16,36	—	74.349	102.421	0,13	0,30	0,79	1,13	1.262	886	84,70	86,99	— 1054	— 1403	— 2457	8 009.833(8)
1959 Juin	1.904.503	195.657	7.626.849	18,43	—	79.169	107.982	0,13	0,31	0,79	1,11	1.260	902	85,71	87,68	— 815	— 894	— 1709	8 228.844(8)
Mai	1.850.559	199.335	7.555.456	17,55	—	81.257	110.245	0,14	0,31	0,79	1,10	1.261	908	85,78	87,57	— 1254	— 1271	— 2525	8 300 581(8)
1958 Juillet	1.984 961	210.436	5.388.455	19,44	—	85.743	117.016	0,14	0,33	0,86	1,21	1.158	829	84,73	87,06	— 1016	— 1922	— 2938	8 776.992(8)
Moy. mens.	2.255 186	258.552	6.928 346(7)	21,27	—	90.204	121.652	0,14	0,34	0,87	1,19	1.152	841	85,92	87,80	— 263	— 787	— 1050	8.153.611
1957 » »	2.423.866	233.799	1.412.987(7)	23,29	14 541	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	— 44	+ 873	+ 829	8.284.839
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157(7)	23,48	13.666	82.537	112.943	0,14	0,35	0,86	1,19	1.156	838	84,21	86,29	— 357	— 300	— 657	7.443 776
1954 » »	2.437.393	270.012	2.806.020(7)	24,04	17.245	86.378	124.579	0,16	0,38	0,91	1,27	1.098	787	83,53	85,91	— 63	— 528	— 591	4 604.030
1952 » »	2.532.030	199.149	1.678.220(7)	24,26	18.796	98.254	135.696	0,18	0,40	0,96	1,34	1.042	745	78,7	81	— 97	— 7	— 104	3.702.887
1950 » »	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	—
1948 » »	2.224.261	229.373	840.340(7)	24,42	19.519	102.081	145.366	0,21	—	1,14	1,64	878	610	—	85,88	—	—	—	—
1938 » »	2.465.404	205.234	2.227.260(7)	24,20	18.739	91.945	131.241	0,18	—	0,92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 » »	1.903.466	187.143	955.890(7)	24,10	24.844	105.921	146 084	0,32	—	1,37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
Sem. du 9 au 15-11-59	439.072	—	7.760.584	4,43	—	64.474	88.388	—	—	0,75	1,04	1.338	965	69,98	72,71	—	—	— 141	—

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 aux chiffres correspondants des périodes antérieures.

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

(3) Nombre de postes effectués divisés 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 leur portée plus étendue.

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

(6) En ms à 8 500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

BELGIQUE

FOURNITURE DE HOUILLE BELGE AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES (en tonnes)

JUILLET 1959

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
1959 Juillet	163.420	14.786	500.458	—	43.911	169.024	6.237	3.287	14.904	18.894	52.821	2.024	13.091	41.429	56.200	9.999	16 110	238.447	1.365.042
Juin	247.423	16.493	599 598	111	66.261	217.440	8.535	4.220	23.046	24.571	60.464	3.110	24.859	42.446	52.094	13.080	31.923	201.184	1.636.858
Mai	300.735	15.252	536.494	86	98.850	199.079	9.314	4.736	32.380	25.681	62 508	4.158	33.250	38.734	53 236	11.949	30.852	180.026	1.637.320
1958 Juillet	269.030	16.299	471.587	211	64.189	125.804	7.996	3.797	24.069	14.396	61.667	2.666	21.459	43.209	31.395	10.265	14.827	203.228	1.386.096
Moy. mens.	264.116	12.348	504 042	286	81.469	174.610	10.228	8.311	24.203	23.771	72.927	5.136	22.185	41.446	32.666	14.885	18.030	226.496	1.537.155
1957 » »	395.089	16.299	576.556	412	140.664	263.564	13.272	10.496	39.906	37.114	77.292	10.016	30.247	55.693	69.929	20.749	26.857	312.633	2.096.788
1956 » »	420.304	15.619	599.722	476	139.111	256.063	20.769	12 197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20 835	31.852	353.828	2.224.332
1954 » »	415.609	14.360	485.878	1.733	109 037	240.372	24.211	12.299	40.485	46.912	114.348	14.500	30.707	61.361	62.818	19.898	30.012	465 071	2 189.610
1952 » »	480.657	14.102	—	708.921	—	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	128.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209 060	2.196.669

BELGIQUE

COKERIES

JUILLET 1959

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production				COKE (t)								Ouvriers occupés				
	Batteries	Fours	Reçu				Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total	Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	Débit								Stock en fin de mois †			
			Belge	Etranger	Enfourné							Secteur domestique	Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs			Exportations	Total	
PERIODE																							
Minières . . .	8	275	115.855	—	122.338	—	73.780	21.031	94.811	521	162	—	—	—	—	—	—	—	—	81.411	810		
Sidérurgiques . . .	29	1.063	344.725	127.948	516.140	—	331.780	69.279	401.059	2.582	2.451	—	—	—	—	—	—	—	—	119.582	2.507		
Autres . . .	12	296	40.757	82.084	125.599	174	72.850	23.094	95.944	784	160	—	—	—	—	—	—	—	—	96.690	1.190		
Le Royaume . . .	49	1.634	501.337	210.032	764.077	174	478.410	113.404	591.814	3.887	2.773	6.243	2.303	433.142	2.356	—	1.870	41.834	87.688	575.436	297.683	4.507	
1959 Juin . . .	49	1.634	612.529	250.940	767.889	184	480.619	114.070	594.689	7.095	3.084	7.260	3.646	482.178	1.960	—	—	46.860	75.716	617.620	287.965	4.558	
Mai . . .	49	1.628	519.850	244.450	781.210	201	488.713	115.720	604.433	7.783	2.845	4.570	2.281	440.359	2.974	—	76	42.646	76.520	569.426	321.025	4.525	
1958 Juillet . . .	47	1.572	461.661	243.853	714.573	209	451.806	99.935	551.741	8.054	4.364	7.662	3.011	398.670	1.618	—	2.308	37.438	75.302	526.009	233.113	4.658	
Moy. mens. . .	47	1.572	504.417	233.572	744.869	495	467.739	107.788	575.527	9.759	5.445	11.030	3.066	423.137	2.095	—	1.145	41.873	74.751	557.097	275.110 ⁽²⁾	4.644	
1957 Moy. mens. . .	46	1.574	576.062	198.803	768.730	484	488.370	108.003	596.373	7.287	5.512	10.732	3.990	427.044	2.617	—	1.221	50.337	75.117	571.058	297.409 ⁽²⁾	4.881	
1956 » »	44	1.530	601.931	195.725	784.875	10.068 ⁽³⁾	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.528	5.063	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	87.208 ⁽²⁾	4.137	
1954 » »	42 ⁽¹⁾	1.444 ⁽¹⁾	479.201	184.120	663.321	5.813 ⁽³⁾	407.662	105.173	512.235	15.639	2.093	14.177	3.327	359.227	3.437	385	1.585	42.611	73.859	498.608	127.146 ⁽²⁾	4.270	
1952 » »	42 ⁽¹⁾	1.471 ⁽¹⁾	596.891	98.474	695.365	7.624 ⁽³⁾	421.329	112.605	533.934	12.937	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	515.980	100.825 ⁽²⁾	4.284	
1950 » »	42 ⁽¹⁾	1.497 ⁽¹⁾	481.685	26.861	508.546	14.879 ⁽³⁾	297.005	86.167	383.172	19.179	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.169	
1948 » »	47 ⁽¹⁾	1.510 ⁽¹⁾	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463	
1938 » »	56 ⁽¹⁾	1.689 ⁽¹⁾	399.963	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 » »	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.229

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

BELGIQUE

COKERIES

JUILLET 1959

GENRE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)						SOUS-PRODUITS (t)					Ouvriers occupés
	Production	Consommation propre	Débit				Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)	Benzol	Huiles légères	
			Synthèse	Sidérurgie	Autres industries	Distributions publiques						
PERIODE												
Minières . . .	40.450	20.642	20.573	—	643	11.349	—	3.220	1.100	942	—	—
Sidérurgiques . . .	175.241	85.454	39.995	54.106	3.809	40.302	—	13.987	4.682	3.309	—	—
Autres . . .	45.811	20.614	16.410	—	4.768	12.326	—	3.810	802	987	—	—
Le Royaume . . .	261.502	126.710	76.978	54.106	9.220	63.977	—	21.017	6.584	5.238	—	—
1959 Juin . . .	263.936	123.001	80.892	59.355	7.403	70.818	—	21.251	6.928	5.380	—	—
Mai . . .	270.418	128.492	88.199	54.381	6.435	71.217	—	21.711	6.937	5.600	—	—
1958 Juillet . . .	248.058	115.928	81.415	47.740	6.602	63.770	—	20.322	6.628	5.127	—	—
Moy. mens. . .	259.452	120.242	81.624	53.568	6.850	71.249	—	20.867	6.774	5.648	—	—
1957 » »	261.465	96.077	73.980	53.321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—	—
1956 » »	267.439	132.244	78.704	56.854	7.424	72.452	—	20.628	7.064	5.569	—	—
1954 » »	233.182	135.611	69.580	46.279	5.517	68.791	1.630	15.911	5.410	3.624	2.565	—
1952 » »	229.348	134.183	67.460	46.434	3.496	62.714	2.320	17.835	6.309	4.618	747	—
1950 » »	193.619	126.601	(2)	(2)	(2)	(2)	1.844	13.909	4.764	3.066	632	—
1948 » »	105.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	16.053	5.624	4.978	—	—
1938 » »	75.334 ⁽³⁾	(2)	(2)	(2)	(2)	(2)	—	14.172	5.186	4.636	—	—

(1) A 4.250 kcal., 0°C et 76 mm Hg. (2) Non recensé. (3) Non utilisé à la fabrication du coke.

BELGIQUE

FABRIQUES D'AGGLOMERES

JUILLET 1959

GENRE	Production (t)				Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés
	Boulets	Briquettes	Totale	Consommation propre †		Charbon	Brai			
PERIODE										
Minières . . .	31.938	13.834	45.772	—	—	—	—	—	—	
Indépend. . .	650	—	650	—	—	—	—	—	—	
Le Royaume . . .	32.588	13.834	46.422	1.815	5.722	44.099	3.280	37.129	80.854	420
1959 Juin . . .	53.935	17.070	71.005	2.393	6.751	66.261	5.760	49.246	79.098	462
Mai . . .	88.548	16.838	105.386	2.678	7.569	98.517	8.009	96.652	66.483	483
1958 Juillet . . .	51.421	16.647	68.068	2.315	7.284	64.412	5.024	60.062	46.992	443
Moy. mens. . .	65.877	20.525	86.402	3.418	12.632	81.517	6.335	66.907	62.598 ⁽¹⁾	493
1957 » »	124.332	27.529	151.861	3.621	12.119	141.289	11.583	134.742	21.242 ⁽¹⁾	571
1956 » »	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.853	133.542	4.684 ⁽¹⁾	647
1954 » »	75.027	39.829	114.856	4.521	10.520	109.189	9.098	109.304	11.737 ⁽¹⁾	589
1952 » »	71.262	52.309	123.571	1.732	103	115.322	10.094	119.941	36.580 ⁽¹⁾	638
1950 » »	38.898	46.079	84.977	2.488	377	78.180	7.322	85.999	—	532
1948 » »	27.014	53.834	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1938 » »	39.742	102.948	142.690	—	—	129.797	12.918	—	—	873
1913 » »	—	—	217.387	—	—	197.274	—	—	—	1911

(1) Stock fin décembre

PERIODE	Quantités reçues m ³			Consommat. totale y compris les exportations (m ³)	Stock à la fin du mois (m ³)	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1959 Juillet . . .	48.349	2.839	51.188	47.215	374.253	1.625	293	1.918	3.280	60.628	(1)
Juin . . .	62.354	1.898	64.252	57.739	371.025	3.832	466	4.298	5.760	61.990	360
Mai . . .	52.248	2.129	54.377	57.572	364.899	3.425	347	3.792	8.009	63.452	3.193
1958 Juillet . . .	55.243	2.237	57.480	61.493	467.191	1.874	718	2.592	5.024	94.091	247
Moy. mens. .	50.713	7.158	57.871	71.192	448.093 ⁽²⁾	3.834	3.054	6.879	6.335	78.674 ⁽²⁾	2.628
1957 Moy. mens.	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752 ⁽²⁾	7.116	6.356	13.472	11.584	72.760 ⁽²⁾	4.524
1956 » »	72.377	17.963	90.340	78.246	655.544 ⁽²⁾	7.019	5.040	12.059	12.125	51.022 ⁽²⁾	1.281
1954 » »	67.128	1.693	68.821	87.385	428.456 ⁽²⁾	4.959	4.654	9.613	8.868	37.023 ⁽²⁾	2.468
1952 » »	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695 ⁽²⁾	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357 ⁽²⁾	2.014
1950 » »	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013 ⁽²⁾	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325 ⁽²⁾	1.794

(1) Chiffres non disponibles. (2) Stock fin décembre.

PERIODE	Produits bruts							Demi-produits		Ouvriers occupés	
	Cuivre t	Zinc t	Plomb t	Etain t	Aluminium t	Antimoine, Cadmium, Cobalt, Nickel, etc. t	Total ¹ t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t		Argent, or, platine, etc. kg
1959 Juillet . . .	14.813	18.235	7.923	517	156	428	42.072	33.265	13.790	1.270	14.982
Juin . . .	14.323	19.055	8.278	520	171	481	42.828	31.186	18.366	1.807	15.069
Mai . . .	15.033	19.215	7.981	586	175	490	43.480	30.577	15.274	1.450	14.985
1958 Juillet . . .	12.219	17.741	7.755	555	243	353	38.866	26.390	13.316	1.805	14.833
Moy. mens. .	12.934	17.897	7.990	762	226	325	40.134	27.750	16.562	2.262	15.037
1957 Moy. mens. .	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.150	1.982	15.655 ⁽¹⁾
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	224	420	43.336	24.496	16.604	1.944	15.919 ⁽¹⁾
1954 » »	12.809	17.726	5.988	965	140	389	38.018	24.331	14.552	1.850	15.447 ⁽¹⁾
1952 » »	12.035	15.956	6.757	850		557	36.155	23.833	12.729	2.017	16.227
1950 » »	11.440	15.057	5.209	808		588	33.102	19.167	12.904	2.042	15.053

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

(1) En fin d'année.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	Produits bruts			Produits demi-finis		Produits			
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relambdaireurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zorès (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine
		1959 Juin . . .	47	505.341	568.142	5.918	57.842	36.195	157.627	17.102
Mai . . .	47	473.308	485.271	5.195	54.275	27.388	148.759	15.255	5.178	35.824
Avril . . .	49	485.728	541.051	6.141	56.950	35.590	157.968	15.780	6.560	50.025
1958 Juin . . .	46	447.747	488.580	5.134	43.664	58.229	122.784	10.326	11.299	34.221
Moy. mens. .	49	459.927	500.950	4.939	45.141	52.052	125.502	14.668	10.536	41.913
1957 Moy. mens. .	51	465.638	522.988	4.504	50.806	40.028	134.827	24.136	8.466	39.465
1956 » »	51	480.840	525.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973	8.315	40.874
1954 » »	47	345.424	414.378	3.278		109.559	113.900	15.877	5.247	36.301
1952 » »	50	399.133	422.281	2.772		97.171	116.535	19.939	7.312	37.030
1950 » »	48	307.898	311.034	3.584		70.503	91.952	14.410	10.668	36.008
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573		61.951	70.980	39.383	9.853	28.979
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508		37.939	43.200	26.010	9.337	10.603
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363		127.083	51.177	30.219	28.489	11.852

(1) Chiffres indisponibles.

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignite t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	175.067	3.533	965	4.525	Allemagne Occident.	15.506	—	—
France	23.248	1.017	—	—	France	56.159	24.708	9.667
Pays-Bas	57.337	8.543	4.181	543	Italie	6.789	1.596	—
					Luxembourg	2.500	18.188	200
					Pays-Bas	85.852	—	—
Pays de la CECA . .	255.652	13.093	5.146	5.068	Pays de la CECA . .	166.806	44.492	9.867
Royaume-Uni	31.102	—	—	—	Autriche	65	20	—
Etats-Unis d'Amérique.	46.297	—	—	—	Danemark	—	26.640	—
U.R.S.S.	1.069	—	—	—	Norvège	—	1.312	—
Pays tiers	78.468	—	—	—	Suède	—	6.083	—
Ensemble juillet 1959	334.120	13.093	5.146	5.068	Suisse	71.527	1.354	100
1959 Juin	339.905	12.861	6.158	7.285	Congo belge	49	215	—
Mai	399.511	17.644	10.714	7.984	Egypte	—	5.680	—
Avril	421.528	12.855	10.623	10.703	Divers	—	1.892	—
1958 Moy. mens. . .	437.539	14.327	10.013	8.597	Pays tiers	71.641	43.196	100
Juillet	503.757	15.176	11.276	8.495	Ensemble juillet 1959	238.447	87.688	9.967
Répartition :					1959 Juin	201.184	75.716	11.415
1) Secteur domestique	116.859	269	5.061	3.920	Mai	180.710	76.520	22.501
2) Secteur industriel	228.377	12.824	120	1.148	Avril	178.600	58.531	7.494
Réexportations . . .	—	—	—	—	1958 Moy. mens. . .	230.894	74.751	15.104
Mouvement des stocks	-11.116	—	-35	—	Juillet	203.580	75.302	16.346

(1) Y compris coke de gaz

URGIE

JUIN 1959

PRODUCTION (t)										
finis										Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure.	Ronds et carrés pour tubes	Divers	Total des produits finis	Tôles galvanisées, plombées et étamées	Tubes d'acier sans soudure et tubes soudés	
44.717	9.152	2.198	89.881	25.075	290	5.566	403.861	32.935	14.633	51.024
43.867	5.471	1.646	87.128	16.049	532	4.372	364.081	32.289	12.384	50.972
48.288	7.016	2.178	94.094	18.195	182	5.784	406.070	31.652	14.652	50.739
38.340	8.380	987	79.942	14.689	832	6.152	327.952	23.702	13.034	52.162
45.488	6.947	1.925	80.543	15.872	790	5.026	349.210	24.543	12.509	52.266
									Tubes soudés	
									9.087	55.158
55.898	7.601	2.350	66.514	25.641	—	5.514	370.412	25.558	4.410	47.104
53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	3.655	41.904
37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	290.852	3.070		
39.357	7.071	3.337	37.482	26.652	—	5.771	312.429	11.943	2.959	43.263
			Tôles minces tôles fines, tôles magnétiques							
24.476	6.456	2.109	22.857	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
			Tôles fines	Feuillards et tubes en acier				Tôles galva- nisées		
Grosses tôles	Tôles moyennes		18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
28.780	12.140	2.818	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
16.460	9.084	2.064								
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

Production	Unités	Jun 1959	Mai 1959	Jun 1958	Moyenne mensuelle 1958	Production	Unités	Jun 1959	Mai 1959	Jun 1958	Moyenne mensuelle 1958
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moëllons	t	466	205	114	251	GAGE : Gravier.	t	238.282	210 660	146.984	143.154
Concassés	t	343 668	307.551	357.693	293.032	Sable	t	65.200	45 241	34.974	31.757
Pavés et mosaïques.	t	946	862	985	1.097	CALCAIRES	t	314.273	292.538	238.471	239.255
PETIT GRANIT :						CHAUX	t	141.543	132.756	143.405	147.012
Extrait	m ³	12.705	11.238	9.546	9.081	PHOSPHATES	t	(c)	(c)	541	1.501
Scié	m ³	5.380	4.604	10.004	4.608	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	1 777	1.477	1.354	1.280	Craies, marne, tuffeau	t	19 595	20.882	28.822	29.207
Sous-produits	m ³	19.034	17.703	14.922	12.419	CARBON. DE CHAUX					
MARBRES :						PRECIPITES	t	(c)	(c)	(c)	3.227
Blocs équarris.	m ³	602	437	602	492	CHAUX HYDRAULI-					
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	39.925	34.381	40.190	39.206	QUE ARTIFICIELLE	t	1.283	902	904	597
Moëllons concassés.						DOLOMIE : Crue	t	39 993	33.961	32.948	30.769
Bimbeloterie	Kg	13.286	38.741	28.281	28.302	frittée	t	20 491	18.398	18.650	20.416
GRES :						PLATRE	t	5.920	4.412	4 689	3.632
Moëllons bruts	t	22.016	22.143	28.334	21.104	AGGLOM. PLATRE	m ²	112.793	103.294	106 418	106.651
Concassés	t	99.892	90.165	81 929	65.198			1^{er} trim. 1959	4^e trim. 1958	1^{er} trim. 1958	Moy.tr. 1958
Pavés et mosaïques.	t	2.732	2.377	2.810	1.316	SILEX : broyé	t	595	393	973	578
Divers taillés	t	6.893	6.658	8.125	6.254	pavés	t	693	835	891	843
SABLE :						FELDSPATH & GALETS	t	72	82	75	86
pour métallurgie	t	71.202	65 751	54.888	56.973	QUARTZ					
pour verrerie	t	86.948	85.751	80.397	89.545	ET QUARTZITES	t	26.424	42.208	23.519	48.163
pour construction	t	180 961	162.583	151.312	120.311	ARGILES	t	45.863	56.665	59 209	53.355
Divers	t	71.601	61 402	44.483	51.453			Jun 1959	Mai 1959	Jun 1958	Moy.mens. 1958
ARDOISE :						Ouvriers occupés		11.305	11.314	15.051	11.921
pour toitures	t	641	613	639	647						
Schistes ardoisiers	t	137	127	153	127						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	4.855	5.115	4.210	3 762						

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

COMBUSTIBLES SOLIDES

PAYS DE LA C.E.C.A. 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 %		Coke de four produit par 1000 t	Agglomérés produits 1000 t	Stocks (1000 t)	
		Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface		Fond	Fond et surface			Houille	Cokes
Allemagne												
1959 Juillet	10.250	306	448	1.890	1.473	21,51	23,59	22,68	3.217	410 ⁽¹⁾	11.485 ⁽¹⁾	6 375 ⁽¹⁾
1958 Moy. mens.	11.049	336	487	1.643	1.273	23,39	18,49	17,02	3.620	493	8.565 ⁽²⁾	5.315 ⁽²⁾
1958 Juillet	11.513	335	487	1.650	1.281	25,19	21,25	19,96	3.727	607	6.652	2.836
Belgique												
1959 Juillet	1.601	96	128	1.262	886	16,36	15,30 ⁽³⁾	13,06 ⁽³⁾	592	46	7.690	298
1958 Moy. mens.	2.255	106	140	1.152	841	21,27	14,08 ⁽³⁾	12,20 ⁽³⁾	576	86	6.928 ⁽²⁾	276 ⁽²⁾
1958 Juillet	1.985	108	144	1.158	829	19,44	15,27 ⁽³⁾	12,94 ⁽³⁾	552	68	5.388	233
France												
1959 Juillet	4.483	138	196	1.702	1.151	23,99	11,94	6,85 ⁽⁴⁾	1.077	478	10.765	757
1958 Moy. mens.	4.810	141	201	1.680	1.134	24,5	12,19	7,25 ⁽⁴⁾	1.039	591	7.473 ⁽²⁾	708 ⁽²⁾
1958 Juillet	4.722	141	200	1.682	1.138	25,51	12,57	6,95 ⁽⁴⁾	1.043	594	6.868	569
Sarre												
1959 Juillet	1.243	38	56	1.692	—	22,75	—	—	370 ⁽¹⁾	—	1.462	31 ⁽¹⁾
1958 Moy. mens.	1.369	38	57	1.797	1.177	24,18	12,99	7,45 ⁽⁴⁾	348	—	905 ⁽²⁾	52 ⁽²⁾
1958 Juillet	1.411	38	57	1.777	1.171	25,87	12,38	7 ⁽⁴⁾	345	—	738	55
Italie												
1959 Juillet (1)	62	2,9	(6)	1.140	(6)	(6)	(6)	(6)	232	1	101	329
1958 Moy. mens.	60	4	4,6	1 039	(6)	(6)	33,53	31,85	280	1	21 ⁽²⁾	321 ⁽²⁾
1958 Juillet	59	4,4	3,9	1.006	(6)	(6)	43,57	40,95	284	0	108	232
Pays-Bas												
1959 Juillet (1)	1.029	31,7	(6)	1.571	(6)	(6)	(6)	(6)	345	99	698	314
1958 Moy. mens.	990	31,4	48,6	1.521	(6)	(6)	18,32	15,96	340	91	746 ⁽²⁾	342 ⁽²⁾
1958 Juillet	1.058	29,8	48,6	1.519	(6)	(6)	18,24	15,74	337	98	1.011	293
Communauté												
1959 Juillet (1)	18.752	650,4	—	1.742	(6)	(6)	(6)	(6)	5.820	1.042	20.295	8.067
1958 Moy. mens.	20.533	655,3	893,3	1.579	(6)	(6)	22,76	21,13	6.203	1.262	24.538 ⁽²⁾	7.015 ⁽²⁾
1958 Juillet	20.748	603,5	885,2	1.590	(6)	(6)	26,72	24,97	6.288	1.368	32.470	4.237
Grande-Bretagne												
1959 Sem. du 26-7 au 1-8	2.318 ⁽⁵⁾	—	662	à front 3.692	1.220	(6)	(6)	15,61	(6)	(6)	(6)	(6)
1958 Moy. hebd. 1958 Sem. du 27-7 au 2-8	4.149 ⁽⁵⁾	—	698,8	3.519	1.264	(6)	(6)	14,14	(6)	(6)	(6)	(6)
1958 Sem. du 27-7 au 2-8	2.117 ⁽⁵⁾	—	693,8	3.722	1.174	(6)	(6)	13,46	(6)	(6)	(6)	(6)

(1) Chiffres provisoires. (2) Au 31 décembre. (3) Absences individuelles seulement. (4) Surface seulement. (5) Houille marchande. (6) Chiffres indisponibles.

Symposium sur le fonçage de puits et le creusement de galeries

organisé par « The Institution of Mining Engineers »
Londres, 15, 16 et 17 juillet 1959 (suite) (*)

Compte rendu par INICHAR

SAMENVATTING

Het eerste deel van deze nota, gewijd aan de schachtdelving, verscheen in het oktobernummer van de Annalen der Mijnen van België.

Dit tweede deel geeft een samenvatting van de mededelingen betreffende het delven van galeries en van steengangen.

Sedert enkele jaren werden zeer grote vorderingen bereikt op het gebied van de delving der galeries, zowel voor wat de snelheid van uitvoering, als wat de kostprijs betreft.

De concentratie van de bedrijfszetels, opgelegd door de huidige economische conjunctuur, vereist vaak de delving van steengangen van grote lengte. In Groot-Brittannië voorziet het programma de delving van 2.400 km steengangen, verspreid over de jaren 1950 tot 1965. In Duitsland worden jaarlijks ongeveer 300 km steengangen uitgevoerd, in België meer dan 100 km.

De maandelijkse vooruitgang van een steengangsfront van 14,5 m² sectie bedraagt in Duitsland gemiddeld 36,70 m ; men hoopt nochtans in de nabije toekomst 150 à 200 m te bereiken.

In Groot-Brittannië werd in 22 steengangen een gemiddelde vooruitgang van meer dan 72 m per maand gerealiseerd, terwijl in 6 steengangen meer dan 110 m per maand werd bereikt.

In Frankrijk werden maandelijkse vorderingen van meer dan 300 m bereikt en worden normaal gemiddelde rendementen van 62 tot 69 cm per man-dienst en 8 à 9 m³ per man-dienst verwezenlijkt in steengangen van 14 m² sectie. De gemiddelde kostprijs van zulk een steengang bedraagt 5.359 BF.

In Amerika en Australië hebben de meeste tunnels een zeer grote sectie en deze werken zijn sterk gemechaniseerd, wegens de hoge lonen. Dank zij een materieel van groot vermogen en een grondige organisatie van de werken worden zeer gunstige rendementen verkregen.

De organisatie van de werkzaamheden kan gebaseerd worden op een cyclus of op een meervoud van een cyclus per dienst, ofwel op een cyclisch werk zonder rekening te houden van de diensten. Beide organisatie-methodes hebben hun voorstanders en in beide gevallen werden goede resultaten geboekt.

Laadschoppen op rupsbanden of op luchtbanden vinden meer en meer ingang en geven meestal goede voldoening.

Boormachines met auto-percussie worden meer en meer gebruikt, maar men hoopt ze nog in lichtere uitvoering te kunnen leveren.

In Europa wordt zelden gebruik gemaakt van dakbouten, terwijl deze methode zeer verspreid is in Amerika.

Maandelijkse vorderingen van meer dan 300 m zullen moeilijk kunnen bereikt worden zonder het gebruik van continu werkende machines, waarvan de eerste realisaties in verscheidene landen tot stand kwamen.

(*) Voir Annales des Mines de Belgique, octobre 1959.

RESUME

La première partie de cette note consacrée au creusement de puits a été publiée dans le numéro du mois d'octobre des Annales des Mines de Belgique.

Cette deuxième partie donne une synthèse des communications relatives au creusement des galeries et des boueaux.

Depuis quelques années, de très grands progrès ont été réalisés dans le creusement des galeries au double point de vue de la rapidité d'exécution et du prix de revient.

La concentration des sièges, dictée par la conjoncture économique actuelle, entraîne souvent le creusement de boueaux de liaison de grande longueur. En Grande-Bretagne, on a prévu un programme de creusement de 2400 km de boueaux, qui doit s'étaler entre les années 1950 et 1965. En Allemagne, on creuse annuellement près de 300 km de boueaux et, en Belgique, plus de 100 km.

En Allemagne, l'avancement pour une section de 14,5 m² est en moyenne de 36,70 m par mois ; on espère cependant atteindre bientôt 150 à 200 m.

En Grande-Bretagne, 22 boueaux ont réalisé, en 1958, un avancement moyen supérieur à 72 m par mois, tandis que 6 ont dépassé 110 m.

En France, on a dépassé des avancements mensuels de 300 m et on réalise couramment des rendements moyens de 62 à 69 cm/hp et de 8 à 9 m³/hp dans des boueaux de 14 m² de section. Le prix moyen complet d'un tel boueau s'élève à 5.359 FB.

En Amérique et en Australie, la majorité des tunnels ont une très grande section et ces chantiers sont très fortement mécanisés étant donné les salaires très élevés. Grâce à un matériel puissant et à une organisation très étudiée des travaux, on obtient de très bons rendements.

L'organisation des opérations peut être basée, soit sur le cycle ou le multiple d'un cycle par poste, soit sur un travail cyclé sans tenir compte des postes. Les deux types d'organisation gardent leurs partisans et de beaux avancements ont été atteints dans les deux cas.

Les chargeuses à godet montées sur chenilles ou sur pneumatiques commencent à faire leur apparition et ont en général beaucoup de succès.

Les foreuses roto-percutantes sont de plus en plus employées, mais on espère encore les alléger.

En Europe, le boulonnage n'est que rarement utilisé, tandis qu'il demeure un mode de soutènement très employé en Amérique.

Des avancements mensuels supérieurs à 300 m pourront être difficilement réalisés sans l'utilisation de machines continues dont on commence à voir les premières réalisations dans différents pays.

Deuxième partie : CREUSEMENT DE GALERIES

I. ETUDES GENERALES

**Etudes et organisation
des creusements de puits et de boueaux
dans les mines de houille britanniques
par J. N. BOOTH et R. G. WATT**

Au moment de la nationalisation des mines anglaises en 1947, on se trouvait en Grande-Bretagne devant la nécessité absolue d'augmenter très rapidement les sources d'énergie.

Le programme établi à ce moment prévoyait pour les périodes 1950-1965 :

- la reconstruction de 250 charbonnages ;
- l'établissement de 15 à 20 nouvelles mines ;
- le creusement de 70 nouveaux puits ;
- le creusement de 2.400 km de boueaux ;
- la reconstruction des installations de surface et des triages et lavoirs de très nombreuses mines.

Ce n'est qu'en 1953, que le service d'organisation et d'études du National Coal Board a pu travailler

utilement après de nombreuses difficultés de recrutement et de mise au courant.

Jusqu'en 1956, cette organisation a été aidée par le « Field Investigation Group », créé en 1949 pour appliquer dans la mine les techniques de recherches opérationnelles mises au point durant la guerre et composé d'ingénieurs et de savants.

Avant de démarrer l'organisation de chantiers, il faut connaître les possibilités maxima et moyennes des divers engins de forage, abatage, chargement, etc... en fonction des conditions géologiques et de pente des terrains rencontrés.

Il faut aussi déterminer le nombre idéal d'ouvriers devant composer les postes de travail. Chaque phase de travail et chaque opération doivent être effectuées en un temps bien fixé à l'avance.

Il importe aussi d'organiser la desserte, l'amenée et l'entreposage des matériaux et soigner l'entretien du matériel.

Un boueau de 16 m² de section utile, équipé à 3 postes de 6 hommes à front, a réalisé en quinze

postes consécutifs un avancement de 42 m avec une durée moyenne pour un cycle de 2,10 m de 323 minutes ; le rendement est de 8,50 m³/hp front.

Le chargement est effectué par une chargeuse Eimco 40.

En étudiant l'organisation du chantier, on constate qu'il y a moyen de réaliser ce cycle en 247 min, soit un avancement de 10 m par jour avec un rendement de 10 m³/hp.

Le groupe a étudié l'organisation du travail lors du creusement des deux puits de Parkside. Grâce à une étude minutieuse des diverses opérations et au relevé de tous les temps morts, on est parvenu à réaliser des avancements mensuels de 84 m dans un puits de 7,20 m de diamètre utile.

II. ETUDES DU PROBLEME DU CREUSEMENT DES BOUVEAUX

Creusement de tunnels dans les charbonnages de l'Allemagne de l'Ouest par H. MIDDENDORF

La nécessité de creuser les galeries au rocher et les burquins influe sur le prix de revient du charbon.

On estime qu'il faut un réseau de 10 à 12 km de galeries au rocher pour une production journalière de mille tonnes de charbon ; un siège moyen produisant 4.000 tonnes de charbon par jour doit avoir un réseau de 45 km de voies au rocher pour les transports et la ventilation.

Le temps de service moyen d'un bouveau est de 20 ans et celui d'un chassage de 7 ans. Par production journalière de 1.000 tonnes de charbon, il faut abattre et évacuer 35 à 40 m³ de roches en place dont 30 m³ proviennent des galeries et le restant des burquins et des salles de machines.

En 1957, 1.500 km de voies ont été creusés en Allemagne occidentale (y compris la Sarre) dont 300 km de galeries au rocher pour une production totale de 149 millions de tonnes de charbon ; soit environ 1 mètre de voie par 100 tonnes de charbon.

En 1957, 64 % des fronts de creusement des galeries au rocher sont équipés mécaniquement, tandis que le volume abattu par ces chantiers mécanisés représente 87 % du volume total.

L'avancement moyen mensuel des bouveaux est de 36,70 m dans les chantiers mécanisés, avec une section moyenne de 14,3 m², et de 14,70 m pour ceux où le chargement est manuel ; dans ces derniers la section moyenne est de 10,6 m². Les bouveaux équipés de chargeuses et de jumbos de forage,

TABLEAU IV.

Engins de chargement.

Marque	Type	Poids tonnes	Moyen de translation	Rendement moyen m ³ /h	Ouvriers nécessaires	Prix approximatif FB
Salzgitter	HL 221	3,9	sur rails	10 à 20	2 ou 3	330.000
	HL 300	5,6	rails	10 à 30	3 ou 4	410.000
	HL 400	6,5	rails	15 à 40	3 ou 4	445.000
	HL 280 R	4,8	chenilles	15 à 30	3 - 4	480.000
Atlas Copco	LM 30	2	rails	10 à 15	2 - 3	192.000
	T 2 G	2	pneus	10 à 25	2 - 3	390.000
Eimco	12 B	1,9	rails	10 à 18	2 - 3	282.000
	40	7,2	rails	30 à 70	3 - 5	1.045.000
	635	6,8	chenilles	20 à 60	3 - 4	817.000
Wolff	scraper	4 à 7	skis ou pneus	15 à 35	3 - 5	à partir de 300.000
Bergtechnik	duckbill	10	rails	20 à 60	5 - 6	432.000
Westfalia	pelle râteau	12	rails ou chenilles	30 à 70	3 - 5	à partir de 900.000
Joy	11 B U	12	chenilles	40 à 80	3 - 4	2.050.000

qui représentent 8,6 % du nombre de chantiers, réalisent un avancement moyen de 54,50 m, avec une section moyenne de 17,1 m². On estime qu'il faut arriver à réaliser bientôt des avancements mensuels de 150 à 200 m.

Le tableau IV donne les caractéristiques et les rendements des différents types d'engins de chargement utilisés dans les mines de charbon en Allemagne Occidentale.

Le tableau V donne le nombre total de chargeuses en Allemagne de l'Ouest (non compris la Sarre) avec leur pourcentage d'utilisation en février 1958.

TABLEAU V.

	Nombre	Pourcentage	Pourcentage en service
Chargeuses à godet	1.140	80,5	85,6
Scrapers	155	10,8	74,2
Chargeuses à secousses	114	7,3	50,8
Autres types de chargeuses	14	1,4	64,3
Total :	1.432	100	81,4

Parmi les 984 chargeuses à godet utilisées en février, 414 le sont dans des bouevaux, 502 dans des voies de chantier et 68 dans divers travaux. Les scrapers sont utilisés principalement dans des voies en direction avec pentes variables.

Les duck-bills et les chargeuses à râteau sont utilisés presque uniquement dans les travaux au rocher.

Avec les conditions de gisement rencontrées dans la Ruhr, les engins de chargement utilisés doivent être mobiles, de petites dimensions, faciles à manœuvrer, d'un transport facile et, de plus, robustes et d'une grande capacité de chargement pour un prix raisonnable.

Les chargeuses Salzgitter forment la majorité des engins utilisés avec le type HL 221 pour les galeries de petite section et le HL 400 pour les galeries importantes. On commence à utiliser avec beaucoup de succès la chargeuse Salzgitter HL 280 R sur chenilles.

Les chargeuses Atlas-Copco représentent environ le 1/3 des chargeuses à godet sur rails, principalement les types LM 30 et LM 35. Les chargeuses sur pneus T 2 G et T 4 G sont appelées à avoir un très grand avenir pour le creusement de voies de chantier, salles de machines, etc...

La chargeuse Eimco 621 sur chenilles commence aussi à être utilisée.

Il semble qu'à l'avenir les chargeuses à godet sur pneus et sur chenilles seront de plus en plus utilisées.

Le forage percutant reste toujours fort employé en Allemagne où il existe 15.000 marteaux perforateurs de ce type. Jusqu'il y a peu de temps, les marteaux

Atlas-Copco étaient meilleurs que les appareils Flottmann, Demag et Krupp-Esma.

Il semble cependant que les foreuses du type roto-percutant seront de plus en plus employées vu leur vitesse de forage beaucoup plus élevée qu'avec le type percutant. On obtient des vitesses de forage de 150 à 250 cm/min en schiste et 50 à 120 cm/min en grès, avec une poussée variant de 300 à 1.000 kg. Avec les progrès réalisés actuellement pour les mouvements rotatifs et par percussion, on espère arriver à réduire encore l'effort de poussée nécessaire, ce qui permettra de réaliser des engins plus légers.

Il y a actuellement, en Allemagne, 130 jumbos de forage équipés de foreuses roto-percutantes ; certains jumbos sont équipés de 1, 2 ou 5 foreuses. La figure 28 montre un duck-bill équipé par la firme Mönninghoff de 5 sondeuses de 45 à 50 kg.

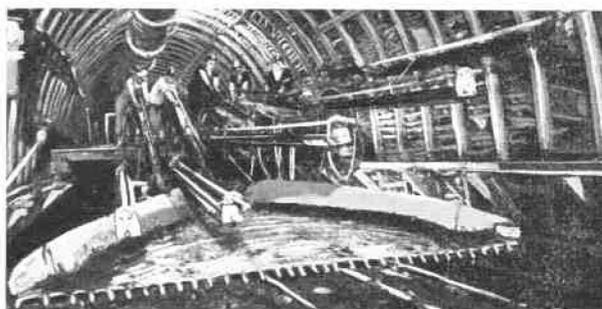


Fig. 28. — Chargeuse Duck-bill équipée de plusieurs foreuses roto-percutantes.

L'aspiration des poussières par voie sèche au moyen de l'appareil Königsborn est de plus en plus employée. On évite ainsi de gonfler les terrains schisteux et la vitesse de forage est augmentée de 10 à 15 %.

En Allemagne, on utilise presque exclusivement des fleurets à taillants amovibles.

L'usage des béquilles pneumatiques pour le forage des mines tend à se généraliser. D'après les essais, il semble que la force de poussée optimum à exercer sur les taillants dans le cas de forage percutant varie de 60 à 110 kg. Cet effort ne peut s'obtenir que si l'angle formé par la béquille est compris entre 20 et 35°.

Pour accélérer le chargement des mines en bouevaux, des dérogations sont accordées en Allemagne permettant la réalisation de ce travail par 3 boute-feux aidés de leurs assistants.

Pour améliorer l'efficacité des explosifs, on utilise couramment des cartouches de 30 et de 60 cm de longueur.

La consommation moyenne d'explosifs est de 1,350 kg/m³ en bouevaux et de 0,850 kg/m³ en voies de chantiers.

Les charbonnages, les mines de potasse, de minerais, etc... se sont groupés pour constituer ensemble un bureau de recherches (G.F.B.S.) qui a pour but d'étudier toutes les techniques de forage et de minage. Cette association possède 4 stations de recherches : Clausthal, l'Académie Minière, la mine Rommelsberg à Goslar et la mine de sel de Mariäglück près de Celle.

La pose du soutènement occupe entre 15 à 30 % de la durée totale du cycle de travail.

Le nombre de galeries non soutenues est insignifiant dans les mines de charbon allemandes.

Le travail nécessaire pour la pose des cadres augmente rapidement avec la section. Dans les mines de la Ruhr, 36 % des boueux ont une section à terre nue comprise entre 12 et 15 m² et 41 % ont une section à terre nue dépassant 15 m². Le poids du revêtement métallique varie de 20 à 40 kg/mètre. L'espacement des cadres varie de 0,50 à 1 m en général.

La section de creusement dépasse en moyenne de 20 à 25 % la section utile, ce qui implique un travail supplémentaire de 30 à 50 % plus élevé que dans le cas d'une galerie sans soutènement.

L'élévateur spécial pour la pose des cadres, livré par la firme Salzgitter, est toujours à l'essai.

Le boulonnage n'est que rarement utilisé à cause des pressions de terrain. Il semble cependant qu'il faut tendre à utiliser conjointement et les boulons et les cadres métalliques. On espère augmenter l'avancement des boueux en utilisant des boulons au toit et des treillis métalliques comme revêtement provisoire et en plaçant ensuite les cadres métalliques à l'arrière.

La ventilation coûte cher, mais de bonnes conditions d'aérage à front ne peuvent qu'améliorer le rendement des hommes.

En Allemagne, les ouvriers travaillent 30 minutes en moins si la température sèche du chantier atteint 28° C, ce qui est le cas dans 12 % des boueux. On exige à front 100 litres d'air par seconde et par ouvrier du poste le plus nombreux. L'aérage est en général de 1 m³/s pour les petites sections et de 1,70 m³/s pour les sections plus grandes. Il est interdit de placer plusieurs ventilateurs sur une même colonne d'aérage, sauf au voisinage immédiat les uns des autres.

Les ventilateurs à air comprimé de type axial prédominent, mais on les remplace souvent par des ventilateurs électriques de 4 à 22 kW suivant la longueur de la conduite d'aérage. Les diamètres de canars actuellement utilisés sont 400 et 600 mm, les canars en plywood et en plastique coûtent 60 % moins cher que les canars métalliques.

Pour diminuer la température de l'air à la sortie des canars, on fait passer celui-ci par un appareil réfrigérateur, situé à 75 m des fronts. Ces machines retiennent 30.000 à 45.000 kcal/h pour une con-

sommation de puissance de 7 à 10 kW et coûtent 480.000 FB.

Le coût de la consommation journalière d'un ventilateur moyen est de 528 FB s'il est à air comprimé et de 84 F s'il est électrique, tandis que le prix d'achat d'un ventilateur à air comprimé s'élève à 10.800 F et à 54.000 F s'il est électrique.

Si l'avancement du boueu est de 2 m par jour, on peut estimer à 720 FB/m le coût de l'aérage par ventilateur à air comprimé et à 276 F s'il est électrique.

Dans le cas d'un avancement quotidien de 5 m, le coût de l'aérage est respectivement de 312 FB/m et 120 FB/m suivant que le ventilateur est à air comprimé ou électrique.

Le rendement d'un ouvrier diminue de 20 % si le terrain est gréseux. La durée moyenne du travail effectif à front s'élève à 345 minutes.

Les deux types d'organisation de travail cyclique et non cyclique ont leurs partisans ; il semble cependant que le travail cyclique s'accorde mieux avec les exigences générales de la mine, au point de vue heure de tir, transport, surveillance.

Le rendement moyen d'un ouvrier est de 2,7 m³ en schiste, de 2,5 m³ en psammite et de 2,3 m³ en grès pour une section utile de 12,5 m². Des avancements de 75 à 100 m par mois sont considérés comme normaux, de 100 à 150 m comme excellents et supérieurs à 200 m comme exceptionnels.

Le salaire moyen d'un ouvrier est de 240 FB et les charges sociales sont estimées à 80 %.

Le coût total des 300 km de boueux creusés annuellement revient à 2.400 millions de FB, soit un coût moyen de 8.000 FB/m de boueu.

On espère réaliser des avancements plus rapides par l'utilisation de chargeuses-abatteuses continues. Des essais sont entrepris par la firme Bade au moyen du Bohrwolf pour creuser des galeries circulaires de 4 m de diamètre. D'autres engins sont fabriqués par les firmes Wohlmyer et Allmann.

Creusement de tunnels dans les mines de charbon britanniques par

R. F. LANSDOWN et W. A. Mc CLUNIE

Entre les deux guerres et avant la nationalisation, les charbonnages anglais ont creusé très peu de galeries au rocher. Au moment de la nationalisation, le N.C.B. a dû créer des techniques et des équipes pour le creusement des boueux. Il s'est inspiré de ce qui a été réalisé dans les galeries hydroélectriques anglaises et dans les mines du continent.

Il a fallu constituer des centres de recherches sur le forage et le minage.

Afin de mettre au point le matériel et l'organisation, le N.C.B. a creusé des boueux modèles dont le premier fut commencé en janvier 1957 à la

mine Ashton Moss dans le Lancashire. Deux types distincts de tunnels sont créés :

1) boueux de démonstration dans lesquels on utilise un matériel courant, mais avec une organisation de travail très poussée ;

2) boueux expérimentaux dans lesquels on essaie de nouveaux engins et où l'on met au point les nouvelles techniques de forage et de minage.

Le tunnel de Ashton Moss a 690 m de longueur et une section de 5 m sur 3,40 m.

Il a été équipé au début de 2 chargeuses Eimco 21 B chargeant dans des berlines de 500 litres et le forage est effectué par 5 marteaux perforateurs Holman Silver III en utilisant un plancher de forage léger.

Le but de l'organisation du travail est de réaliser $1 \frac{3}{4}$ cycle de 2 m par poste de 8 hommes, y compris les surveillants et boute-feux. L'avancement moyen a été 29 m/semaine et le maximum 38 m/semaine de 5 jours. Le rendement moyen a atteint $6,3 \text{ m}^3/\text{hp}$.

On a poursuivi le boueau en remplaçant les deux petites chargeuses par une Eimco 40 W chargeant dans des berlines de 4 m^3 . L'avancement moyen s'est élevé à 31 m/semaine avec un maximum de 42 m/semaine. Le rendement moyen est de $7 \text{ m}^3/\text{hp}$.

Tous les conducteurs et ingénieurs du pays s'occupant du creusement de galeries ont été envoyés en stage par roulement durant 2 semaines pour étudier l'organisation du travail dans ce boueau modèle.

En 1953, seuls trois boueux avaient un avancement hebdomadaire dépassant 18 m, tandis qu'en 1958, 22 boueux dépassent les 18 m par semaine et 6 ont un avancement supérieur à 27 m.

L'avancement record a été réalisé à la mine Tower dans le Pays de Galles, dans un boueau d'une section de 4,80 m sur 3,60 m, avec un avancement de 68 m/semaine de 7 jours avec 6 hommes par poste.

En 1957, on a creusé 83 km de tunnels en Angleterre. Le rendement moyen de tous les tunnels creusés en 1958 est de $3,2 \text{ m}^3/\text{hp}$ front pour une section moyenne de 15 m^2 .

Sur les 267 fronts actuels de creusement de tunnels, 215 utilisent des marteaux-perforateurs percutants, 4 des rotatifs, 4 des percutants-rotatifs et 44 des rotatifs électriques. En 1958, 70 % des perforateurs sont montés sur béquilles et 12,8 % sur jumbo et chariot de forage.

Les perforateurs percutants légers, de 20 à 25 kg, sont préférés à ceux de 50 kg, bien que ceux-ci donnent une vitesse de forage 50 % plus élevée, mais leur vitesse commerciale de forage est équivalente.

Les foreuses électriques sont utilisées en terrains tendres, la force de poussée à fournir devenant prohibitive en terrains durs.

Il semble que les marteaux perforateurs roto-percutants seront de plus en plus utilisés à l'avenir. Leur emploi est restreint actuellement par suite de la grande consommation d'air comprimé.

Aussi bien en schiste qu'en grès, on constate qu'avec les marteaux perforateurs mus à l'air comprimé, la vitesse de forage instantanée des marteaux rotatifs et rotatifs percutants est double de celle des marteaux percutants, mais la consommation d'air comprimé est 50 % plus forte avec les rotatifs et 3 fois avec les roto-percutants qu'avec les percutants.

La plupart des tunnels utilisent un tir par bouchon « burn cut » avec des longueurs de volées de 2 à 3 m.

Si en 1949, il y avait encore 53 % des tunnels dans lesquels le chargement des déblais était manuel, il n'y en a plus que 10,8 % en 1958, presque tous montant ou descendant suivant un grand angle.

Le tableau VI donne la répartition des 299 engins de chargement utilisés dans les creusements de tunnels.

Ce tableau montre que 77 % des engins de chargement sont des chargeuses à godet. Parmi ceux-ci, 75 % sont du type Eimco 21 ; dans 56 tunnels, 2 chargeuses Eimco 21 sont utilisées conjointement. Les Eimco type 621, 622 et 630, montées sur chenilles, sont très maniables. Les chargeuses Eimco 40 sont d'un grand rendement avec l'utilisation des berlines de forte capacité.

TABEAU VI.

<i>Chargeuses à godet</i>	
Eimco type 12 B	5
» type 21	167
» type 621, 622, 630	25
» type 40 H et 40 W	20
Joy Sullivan H L 20	1
Conway 60	1
Atlas Copco L M	9
<i>Chargeuses à bras</i>	
Joy 8 B U, 12 B U	4
Mavor et Coulson 2,3	23
Scrapers	22
Chargeuses à secousses	18
Chargeuses à râteau	4

Les scrapers sont très économiques et permettent de travailler sans interruption, même lors de l'échange des berlines.

Les chargeuses à secousses sont presque entièrement utilisées pour les montages.

La chargeuse à râteau type Westfalia est la plus récente application.

L'utilisation d'un pousseur permet d'augmenter le rendement des chargeuses de 15 à 20 %.

Dans les descenderies, on utilise souvent les chargeuses Eimco 21 et 40 H halées par un câble commandé par une poulie fixée à l'arbre des roues. On peut aller jusqu'à des pentes de 1 à 2 1/2 avec la Eimco 21 et de 1 à 5 avec le type 40.

Le scraper semble avoir beaucoup d'avenir dans le creusement des bouveaux montants ; cependant quand l'inclinaison est faible, on utilise aussi parfois une des chargeuses à secousses.

La seule opération non encore mécanisée du creusement de tunnel est la pose du revêtement. Le pourcentage de temps consacré à cette opération augmente à mesure de la mécanisation des autres opérations. Elle dépend encore entièrement de l'effort physique des ouvriers.

Les cadres en 2 ou 3 pièces forment la majorité des soutènements.

Le garnissage est constitué de rondins en bois, de dalles en béton armé, de treillis métalliques ou de mortier projeté par le procédé « Aliva ».

Jusqu'ici, environ 4.000 m de boulons ont été utilisés comme revêtement, soit seuls, soit (pour 8 % du total) conjointement avec les cadres métalliques.

A peu d'exceptions près, tout l'abatage du charbon s'effectue en Grande-Bretagne au moyen d'engins électriques, mais, sauf dans les terrains tendres, il n'est pas encore possible actuellement d'électrifier entièrement le creusement des voies. Aussi, la plupart des chantiers sont équipés d'un compresseur d'air comprimé.

Lorsque l'on utilise l'air comprimé fourni depuis la surface, il convient d'utiliser un surpresseur.

Fournir de l'air comprimé à 6 kg/cm² au lieu de 5 kg/cm² augmente le rendement de forage de 15 à 20 %. Le diamètre des canars d'aéragé varie de 300 à 750 mm.

Des avancements de 9 à 12 m par jour sont actuellement courants en Angleterre.

Creusement de tunnels au Canada par

M. A. TWIDALE et A. IGNATIEFF

Dans les charbonnages canadiens, la plupart des galeries sont tracées en charbon, tandis que dans les mines métallifères elles sont en général de faible section. La plupart des grands tunnels sont creusés dans le cadre des grands projets hydro-électriques.

1) Un tunnel de 1034 m et de 11° de pente a été creusé à la mine Princess pour relier une vieille mine aux exploitations actuelles. Les parois sont verticales et la couronne semi-circulaire, avec une largeur de 5,30 m au pied et une hauteur de 3,90 m. Le terrain traversé est constitué de roches tendres aquifères avec une venue d'eau de 750 litres/min.

Au début, on réalisait des passes de 1,80 m avec des détonateurs à demi-seconde et chargement des déblais au moyen d'une chargeuse Joy 8 B.U.P.,

mais des difficultés se sont produites par suite des venues d'eau à front. Le rendement a presque doublé en réalisant des passes de 2,40 m avec des détonateurs à micro-retard et chargement des déblais au moyen d'un scraper Ingersoll du type « Pacific ».

Le garnissage provisoire est réalisé par boulonnage, tandis que le revêtement définitif est constitué par cadres métalliques et une couche de béton de 45 cm d'épaisseur.

Le prix de revient par mètre peut se décomposer en :

creusement et revêtement métallique	33.100
bétonnage	21.800
équipement du tunnel	15.800
travaux préparatoires en surface	9.400
surveillance, énergie	8.000

88.100 FB

Ce tunnel est équipé d'une courroie pour l'évacuation du charbon, ainsi que d'une voie auxiliaire.

2) La société Aluminium Company of Canada réalise actuellement de grands travaux hydro-électriques pour fournir l'énergie à une nouvelle usine de traitement de minerais d'aluminium. Au début, cette usine doit produire annuellement 83.000 tonnes d'aluminium. De nombreux tunnels sont à creuser à travers des terrains éruptifs et dans une région inaccessible des Montagnes Rocheuses de la Colombie britannique.

Le tunnel principal de 17 km a été attaqué en 4 points. Il a fallu extraire en moins de trois ans plus de 3.500.000 tonnes de roches.

La hauteur du tunnel en forme de fer à cheval est de 7,50 m et sa largeur est également de 7,50 m. Le forage est effectué par 12 marteaux perforateurs Ingersoll et Atlas montés sur des Jumbos à trois étages (fig. 29).

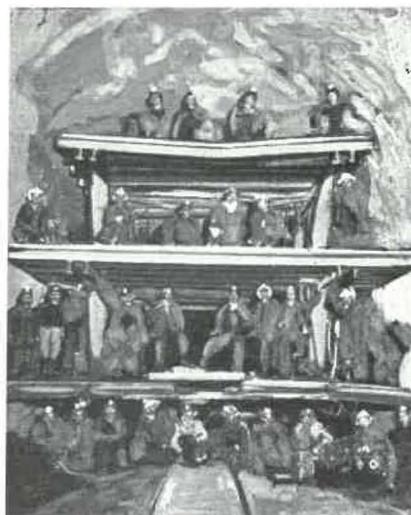


Fig. 29. — Jumbo de forage à 3 étages équipé de 12 marteaux-perforateurs.

La longueur d'une volée est de 3,60 m et le nombre des mines de 105 en moyenne.

Le personnel de forage comprend environ 38 hommes.

Le chargement des déblais est effectué par une chargeuse électrique Conway de 100 ch, chargeant des berlines de 5 m³ du type Granby.

Creusement de tunnels aux Etats-Unis d'Amérique par S. KIMBALL

Les salaires sont fort élevés aux Etats-Unis, ce qui oblige les ingénieurs à mécaniser au maximum les chantiers ; toute machine qui fait gagner de la

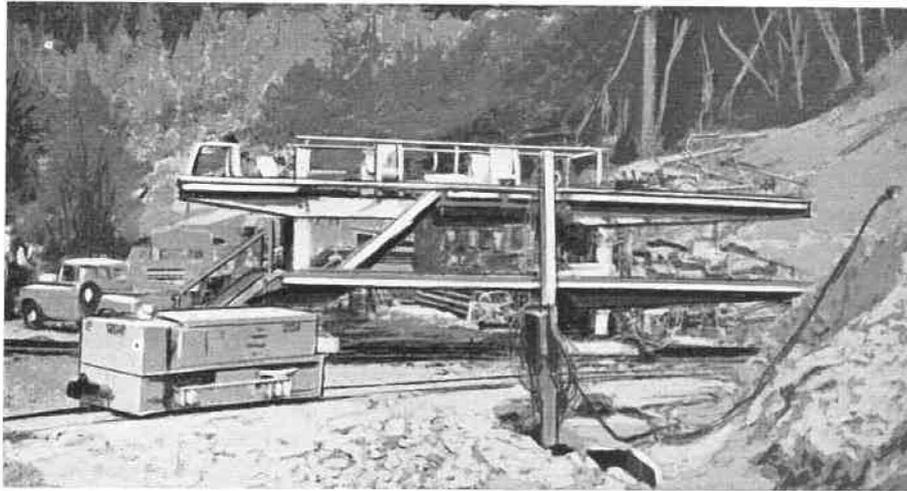


Fig. 30. — Plate-forme de forage utilisée depuis peu aux Etats-Unis.

L'avancement moyen pour chaque chantier est de 9 m par jour à 3 postes ; des avancements quotidiens de 14 m ont été réalisés.

3) La mine Geco, où l'on exploite un filon de cuivre et de zinc découvert en 1953 dans une région inaccessible de la province d'Ontario, a nécessité en deux ans le creusement de 500 m de puits, 3.000 m de galeries, 1.500 m de burquins, sans compter les voies en couches.

La majorité des galeries au rocher ont une section de 2,40 m sur 3 m et sont équipées à 3 postes de 3 hommes.

La méthode de travail est d'un cycle de 2,10 m par poste. Le forage des 36 mines est effectué par 3 marteaux-perforateurs Copco BB 5 21 W en 3 heures. Le chargement des déblais est effectué par une Eimco 21.

Le rendement est de 0,69 m par homme-poste.

D'après l'ensemble des travaux au rocher au Canada, il semble que 2 foreurs doivent pouvoir forer une volée de 3,60 m pour une section de 3 × 3,60 m en 3 heures.

Des essais de forage ont été faits avec des couronnes au diamant, mais ils se sont avérés trop coûteux.

En terrains tendres, on utilise un bouchon convergent, tandis qu'en terrains durs on préfère le bouchon « burn cut » de 5 à 9 trous. Dans ce dernier cas, on fore quelques trous de 42 mm de diamètre qui seront non chargés et on utilise un explosif de plus faible puissance.

main-d'œuvre y est rentable. Malgré une forte augmentation des salaires ces vingt dernières années, le prix de revient du creusement des tunnels n'a que très peu augmenté.

Les premiers grands tunnels ont été creusés dans la seconde moitié du siècle dernier lors de la construction des voies ferrées reliant les deux océans. Depuis lors, la plupart des tunnels creusés servent au transport de l'eau pour alimenter les villes, irriguer les champs du sud de la Californie ou produire la houille blanche.



Fig. 31. — Chargeuse montée sur chenilles avec godet d'une capacité de 1.350 litres.

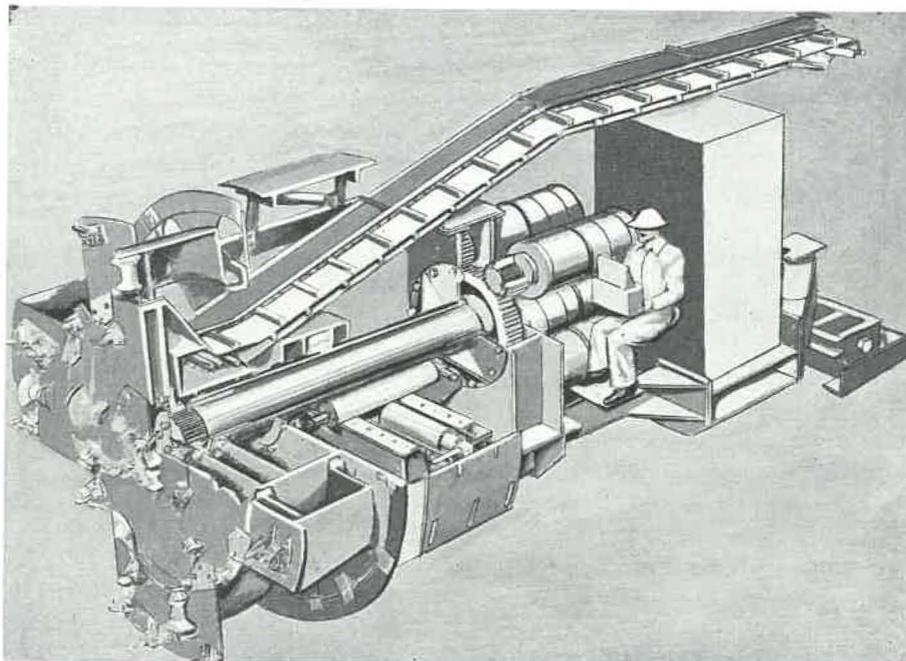


Fig. 32. — Mineur continu appelé « mole » creusant des galeries de 8,70 m de diamètre à la vitesse de 45 m/jour.

La figure 30 montre une plate-forme de forage utilisée depuis peu aux Etats-Unis. Elle est équipée de plusieurs gros marteaux perforateurs percutants montés sur bras et de « positionneurs », appareils

qui permettent au foreur d'amorcer les trous tout seul depuis son moteur de forage.

Pour faciliter le travail de forage, on utilise beaucoup les tirs avec bouchon par « burn cut » en fo-

TABLEAU VII.

Année	Tunnel - Localisation	Terrain	Longueur en km	Section	Avancement jour. moyen en m
1928	Moffat - Tunnel chemin de fer Colorado	schiste granit	10	4,80 × 7,2 fer à cheval	2,20
1931	Cascade - Tunnel chemin de fer Washington	schiste granit	12,5	5,40 × 7,5 fer à cheval	2,70
1935	Aqueduc Metropolitain - Californie	schiste granit	90	4,80 × 4,8 fer à cheval	6
1940	Aqueduc Delaware - New York	grès schiste calcaire	70	5,40 circulaire	10
1955	Tucumbene - Tumut Australie	quartzite	22	7,20 circulaire	11,60
1958	Tunnel Haas - Californie	granit	10	3,90 × 3,9 fer à cheval	19
1958	Aqueduc Delaware - New York	grès schiste	39	4 × 4 fer à cheval	20

rant 1 ou 2 trous de 100 à 200 mm de diamètre au centre de la section.

La figure 31 montre une chargeuse Eimco, avec godet de 1.350 litres, utilisée dans les creusements des tunnels.

Lorsque l'on creuse des galeries dans une région inconnue au point de vue géologique, il importe de forer le terrain à l'avance pour prévoir les modifications éventuelles à apporter aux plans de tir et au soutènement.

Dans les roches dures, on réalise couramment des avancements de 7,50 m/jour.

Le tableau VII cite quelques creusements de tunnels.

Au tunnel de Clear Creek, de 5,30 m de diamètre, des creusements de 15 m/jour ont été réalisés.

Le tunnel Oake, dans le Dakota du Sud, de 8,70 m de diamètre, est creusé au moyen d'un mineur continu appelé « mole » (fig. 32). Ce mineur creuse à la vitesse de 45 m/jour.

Quelques aspects des travaux souterrains réalisés pour l'aménagement des Montagnes Neigeuses en Australie par L. W. GILMOUR

Un plan d'aménagement hydraulique des montagnes neigeuses a été mis au point par les Services hydro-électriques australiens pour augmenter le volume d'eau servant à l'irrigation de plus de 2 milliards de m³ et pour fournir une énergie électrique de 6 millions de kWh.

Ce projet prévoit la construction de plusieurs tunnels et de plusieurs barrages avec les chutes d'eau et les installations de centrales électriques annexes.

La centrale hydro-électrique T₁ est située à 300 m de profondeur dans la vallée de la rivière Tumut. Le terrain est constitué de granit et de gneiss.

La salle de machines mesure 92 m de longueur, 32 m de hauteur et 18 m de largeur, et la salle des transformateurs mesure 39 m de longueur, 14 m de hauteur et 17 m de largeur.

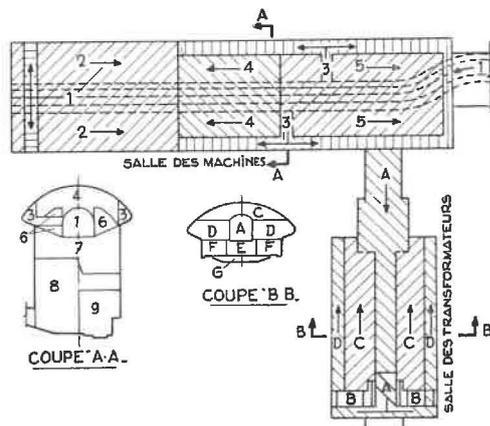


Fig. 33. — Etapes du creusement de la salle de machines et de la salle des transformateurs d'une centrale.

La figure 33 montre les différentes étapes de creusement réalisées pour les 2 salles.

Un tunnel d'accès (1), de 6 m sur 6 m environ comme section et 420 m de longueur, a été creusé depuis la vallée jusqu'à l'extrémité de la salle des machines à hauteur des voûtes. Deux petites galeries latérales ont été creusées à son extrémité, puis toute la section de couronne a été abattue en allant vers la vallée. Le toit était boulonné à mesure de l'avancement. Par suite du danger de chute de blocs, on a préféré placer des cadres provisoires contre le terrain et creuser en deux fois comme indiqué sur la coupe A - A. Après placement des cadres, le toit était boulonné, puis les cadres étaient ôtés. Une culée de béton a été coulée à la base de la voûte qui est constituée par plusieurs nervures en béton. Par plans inclinés et tranchées, le creusement a été



Fig. 34. — Fin du creusement de la salle des machines.

poursuivi jusqu'au bas de la salle. La figure 34 montre la fin du creusement. La coupe B - B montre les étapes du creusement de la salle des transformateurs. Les parois verticales sont boulonnées et, lorsque le terrain est mauvais, un treillis de protection est fixé aux boulons.

Le volume de roches extraites de la salle des machines est de 41.300 m³ et la durée de creusement a été de 21 mois, tandis que le volume de la salle des transformateurs est de 8.250 m³ avec une durée de creusement de 9 mois.

Plusieurs séries de mesures ont été réalisées durant le creusement.

Les mouvements de l'extrémité de 30 boulons ont été suivis au moyen du niveau depuis leur placement jusqu'à la fin des travaux. La variation maximum a été de 9 mm avec une moyenne de 3 mm.

Des disques ont été fixés à différents endroits des nervures en béton et des parois de la salle et leurs mouvements observés au moyen d'un théodolite. Des mesures de convergence ont aussi été faites entre disques des deux parois opposées.

Une vingtaine de bases pour des mesures angulaires par clinomètres ont été placées à la base des nervures et à la tête de quelques boulons.

Des appareils de mesures de déformations Carlson ont été placés dans le béton des nervures.

Des appareils de déformations Huggenburger ont été mis sur des nervures en béton.

Des appareils de mesures acoustiques ont été glissés dans des trous de sonde pour déceler les fissures dans la roche.

Des vérins plats ont été utilisés pour mesurer les tensions horizontales et verticales dues à la pesanteur.

Des essais de résistance de voûtes et de poutres boulonnées ont été effectués en laboratoire avant d'entamer les travaux.

La figure 35 montre un volume de pierres 30/60 de 2 m de hauteur, contenues entre 4 parois en planches de 1,20 m de côté et maintenues en place par boulonnage malgré une surcharge verticale de 6 tonnes.

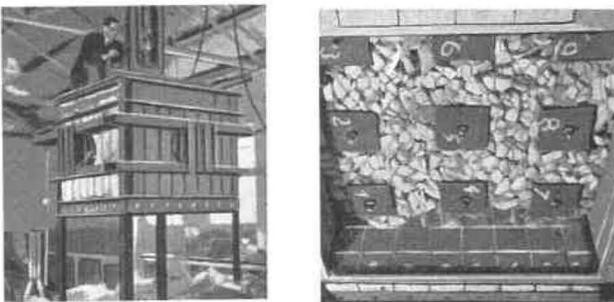


Fig. 35. — a) Volume de pierres maintenu entre 4 planches au moyen de boulons. — b) Vue de la partie inférieure du volume de pierres.

Dans la salle des machines, 2.455 boulons d'une longueur totale de 13.000 m ont été forés dans la voûte et en parois.

Le tunnel Tucumbene-Tumut, de 21 km de longueur et de 7,20 m de diamètre, est creusé par 4 tronçons dont 2 partent de chaque extrémité et les 2 autres sont creusés à partir d'un puits de 100 m.

Le forage est effectué au moyen d'un jumbo équipé de 12 marteaux-perforateurs. La vitesse commerciale de forage (installation comprise) est de 26

cm/min en roches sédimentaires et de 20 cm/min en granit. Le chargement des mines est effectué en 27 min et l'attente après le tir dure 15 min. Les déblais sont chargés par une chargeuse Conway de 950 litres de capacité dans des chariots de 8 m³. Il faut 112 à 130 minutes pour charger toutes les terres d'une volée de 3,60 m.

Le soutènement des parties moins bonnes est fait par cadres, par boulons et par bétonnage.

L'avancement moyen de 64 m/semaine de 6 jours a été réalisé par chantier avec une avance maximum de 146 m/semaine (non compris le bétonnage éventuel qui est effectué par après).

Différents puits allant jusqu'à 360 m de hauteur ont dû être creusés. Trois puits de 360 m, d'un diamètre de 4,20 m pour deux puits et 3,60 m pour le troisième, sont creusés en montant. Quatre puits de 50 à 100 m sont creusés à petite section en descendant, puis sont recarrés à dimension en descendant.

Pour les travaux actuellement en cours, les ingénieurs préconisent l'emploi généralisé de boulons cimentés dans les trous. On espère obtenir ainsi une meilleure adhérence des boulons à la roche et diminuer la corrosion de l'acier.

Le creusement de bouveaux de grande section en terrains tendres et revêtement par claveaux en béton (1) par P. STASSEN et H. van DUYSE

Les terrains du bassin campinois sont en général constitués de schistes très tendres qui s'altèrent très rapidement.

Les revêtements habituels par cadres métalliques n'ont pas résisté aux pressions de terrain et il a fallu adopter un soutènement par claveaux en béton. Dans ce bassin, 75 % des bouveaux, soit 340 km, sont revêtus de claveaux.

Ces galeries, d'un diamètre utile de 4 à 4,80 m, nécessitent le creusement d'un cylindre de plus de 6 m de diamètre.

La figure 36 montre une coupe d'un bouveau de 4,50 m de diamètre. Le vide entre les claveaux et le terrain est bétonné.

Grâce à une technique très étudiée mise au point par les ingénieurs de Beeringen, on est parvenu à y obtenir des vitesses d'avancement de 1,80 m à 2 m/jour avec un personnel quotidien de 13 hommes, ce qui donne un rendement de 1,50 m/hp ou 4,3 m³/hp.

Ces avancements sont obtenus avec le matériel standard, marteaux-perforateurs Atlas ou Colinet, chargeuses Gardner GD 14 avec godet de 250 litres.

La mise en place est faite au moyen d'engins très simples, conçus et réalisés au charbonnage. Toute

(1) Pour plus de détails sur le creusement de bouveaux et claveaux, voir Bulletin Technique « Mines » n° 61.

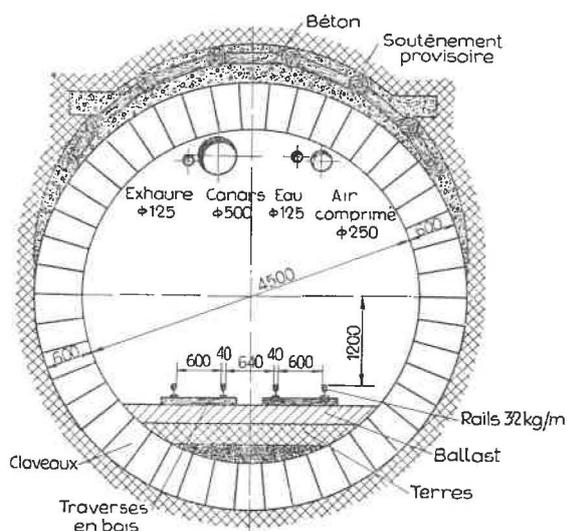


Fig. 36. — Coupe d'un bouveau de 4,50 m de diamètre revêtu au moyen de claveaux en béton.

cette manutention est axée sur un trou de 18 cm de profondeur et de 30 mm de diamètre situé au centre de la face intrados du claveau.

Dans la méthode analysée, le revêtement provisoire constitué par des bèles en bois est laissé en place au-dessus du revêtement définitif en claveaux.

Pour éviter cette dépense en bois et par raison de sécurité, d'autres charbonnages placent un revêtement provisoire constitué par des cadres métalliques, tandis que les claveaux sont placés 4 à 20 m à l'arrière.

Creusement de bouveaux de section moyenne dans le Groupe Henin-Liétard des Charbonnages du Nord et du Pas-de-Calais.

par E. HOUSSIN et R. SINGER

Les irrégularités de gisement du bassin du Nord et du Pas-de-Calais obligent à creuser un vaste réseau de bouveaux ou de galeries au rocher. La concentration consécutive à la nationalisation des mines a considérablement augmenté les longueurs à creuser.

Les travaux préparatoires de l'étage 370 au siège 24 du groupe s'élèvent à 63 millions de FB, dont 48 millions pour les creusements de bouveaux. L'importance de ces sommes exige des creusements très rapides pour accélérer la mise en activité des chantiers d'exploitation.

Dans le Nord, les exploitations s'approfondissent en moyenne de 9 m par an et de 12 m pour certains puits.

Il convient de choisir et d'adopter le matériel le mieux approprié aux conditions imposées par le terrain, la pente ou la section.

Pour le forage des mines, on a essayé successivement, depuis 10 à 12 ans, les jumbos avec marteaux perforateurs de 50 kg, puis les marteaux rotatifs puis les marteaux perforateurs percutants légers actuels.

Pendant la même période, on est passé des chargeuses Eimco 12 aux Eimco 21, puis aux Eimco 40.

L'organisation du travail a été étudiée dans ses moindres détails. La première tâche a été de chronométrer toutes les opérations, puis de réduire chacune de celles-ci au minimum et enfin de coordonner toutes ces tâches pour que tous les ouvriers soient occupés continuellement. On a pu réaliser ainsi 2 cycles par poste.

Les conditions de travail, telles que les transports à front, les conditions climatiques, les bruits, ont été fortement améliorées. Les chantiers au rocher peuvent être considérés maintenant comme les plus sains de la mine.

Les avancements rapides de 10 m par jour en moyenne, dans des bouveaux de 13 m² de section, ont permis de réduire à 5 le nombre de fronts actifs pour réaliser les 60 m/jour de bouveaux à creuser dans l'ensemble du groupe Henin-Liétard. Chacune des équipes creuse de 200 à 250 m/mois.

En 1957, on a creusé 9.905 m de bouveaux dans le groupe pour une production totale de charbon de 5.205.244 tonnes, soit une moyenne de 1,90 m de bouveau par 1.000 t de charbon. Le coût moyen de ces creusements de galeries s'est élevé en 1958 à 5.359 FB/m, dont 2.059 FB en salaires et 3.300 FB pour l'équipement.

Le rendement moyen est de 2,22 m/hp en 1957, tandis qu'il était de 0,50 m en 1950 et 1,04 m en 1955.

On ne pourra probablement plus augmenter de beaucoup les vitesses de creusement actuelles sans bouleverser entièrement la conception des méthodes de travail.

De petits détails ont permis d'améliorer fortement le rendement des machines ; pour le chargement des déblais par exemple, il convient de choisir la plaque d'échange des berlines vides la mieux adaptée aux voies et aux berlines, d'équiper les chargeuses d'un dispositif de fixation des berlines et d'un système de poussoir et d'étudier les allonges appropriées pour le chargement des déblais à front de bouveau.

L'utilisation de l'air comprimé à une pression de 6 à 7 kg/cm² est indispensable pour obtenir les meilleurs rendements des chargeuses et des marteaux-perforateurs ; on utilise en France des surpresseurs qui alimentent le front en air comprimé à une pression de 7 kg/cm².

L'aération doit être très puissante pour éliminer rapidement les fumées des 2 tirs du poste ; les ventilateurs ont une puissance de 10, 20 ou 32 ch suivant la longueur du bouveau, et les canars ont soit 600, soit 700 mm de diamètre. Les canars plastiques ont un meilleur prix de revient que les canars métal-

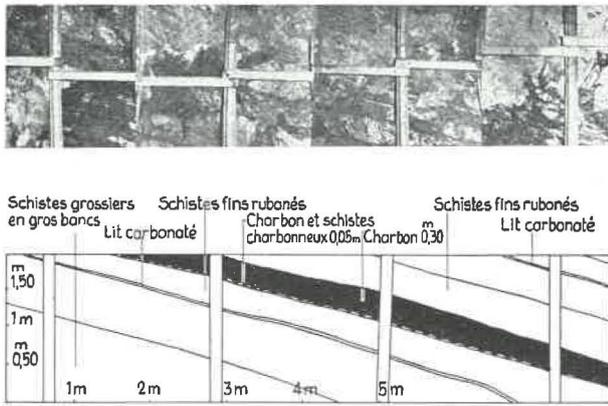


Fig. 37. — Levé photographique des terrains à la paroi d'un bouveau.

liques par suite de leur légèreté et de leur longueur plus grande.

Le personnel d'un front de creusement d'une section moyenne est de 6 hommes qui ont tous une tâche bien définie. Cette méthode ne peut réussir que par un entraînement très suivi de toute l'équipe.

Il faut environ 3 à 4 mois pour former une équipe et un an pour former les 3 équipes d'un chantier.

Le travail continu exige la présence d'un coordinateur entre les 3 équipes, qui veille à l'approvisionnement en matériel et en berlines, à l'entretien et à la réparation de l'équipement et à la bonne entente entre chaque équipe et parmi les ouvriers de chacune de celles-ci. Il est aussi responsable du maintien de la direction et du niveau et de la propreté du chantier, il doit être présent lors de la traversée des failles ou de dérangements.

Les rendements obtenus au siège 24 dans un bouveau de 14 m² de section, depuis février 1956 jusqu'en octobre 1958, varient de 8,05 à 9,05 m³/hp et de 0,62 à 0,69 m/hp suivant la dureté du terrain.

Des avancements de plus de 10 m par jour ne permettent pas de relever convenablement le terrain par le procédé habituel. Immédiatement après la pose des cadres et avant la pose du garnissage, on photographie les 2 parois à chaque cycle au moyen d'un appareil cinématographique de 35 mm et un flash électronique antigrisouteux. La figure 37 représente un de ces relevés photographiques avec son interprétation.

Exposition de matériel minier

Londres, juillet 1959

Compte rendu par INICHAR

INLEIDING

De tentoonstelling van 1959 werd gehouden in de grote Olympia-halle te Londen van 9 tot 18 juli. Zij werd ingericht door de Associatie van de constructeurs van mijnmaterieel, en verenigde meer dan 100 deelnemers.

De laatste dergelijke manifestatie in Groot-Brittannië vond plaats over 10 jaar in de inrichtingen van Earls Court. Intussen werden zeer grote vorderingen verwezenlijkt, voornamelijk op het gebied van de mechanische winning en lading in de pijler en van de voortschrijdende stutting.

Indien men de uitrusting van de gemechaniseerde fronten in 1948 met deze van 1958 vergelijkt, stelt men een geweldige evolutie vast in de machines voor het ondersnijden en het winnen in de meest verscheidene vormen. Terwijl in 1948 slechts 45 pijlers uitgerust waren met een Meco-Moore en 23 met Huwood-laders, vindt men 850 gemechaniseerde pijlers in 1959.

TABEL I.

Uitrusting van de pijlers	Aantal machines in dienst	
	einde 1948	einde 1958
Meco-Moore	45	123
Anderton-Shearer	—	296
Ondersnijmachines met laadinrichting	—	164
Snelschaven	—	48
Trage schaven	—	11
Trepanner	—	72
Huwood laders	23	37
Schaafschrappers	—	9
Gloster Getters	—	15
Geactiveerde schaven Huwood	—	24
Samson-schaaf	5	6
Continuous miner « Dosco »	—	11
Laad-ondersnijmachines met meervoudige arm	—	31
Totaal	71	847

De meest gebruikte machines zijn de Anderton-shearer, de ondersnijmachines met laadinrichting, de ondersnijmachines met meervoudige arm, de trepanner, de Gloster-getters en de schaven van verschillende typen. De meeste dezer machines zijn van Britse oorsprong en werden reeds beschreven in de publicaties van Inichar in de Annalen der Mijnen van België of in de technische bulletins.

In deze nota werden slechts de laatste nieuwigheden behandeld en wordt bijzondere aandacht besteed aan de pogingen om de granulometrie van de mechanisch gewonnen kolen te verbeteren.

Een tweede domein waarop men een belangrijke vooruitgang vaststelt is dit van de hydraulische stutting, zowel in de vorm van individuele stijlen als onder de vorm van ondersteuningselementen met gemechaniseerde voortschrijding.

De voortschrijdende stutting is uit de fase van de proefnemingen getreden en telt reeds een aanzienlijk aantal realisaties. In juli 1959 waren er in Groot-Brittannië meer dan 35 pijlers volledig uitgerust met dergelijke ondersteuning, waaronder de Dowty-Roofmaster, de Seaman Gullik, de Dobson en de Wild bijzondere aandacht verdienen.

Dit materieel werd eveneens reeds uitvoerig beschreven door het Nationaal Instituut voor de Steenkolenrijverheid en de nieuwe realisaties zullen behandeld worden in een toekomstige aflevering van de Annalen der Mijnen.

INTRODUCTION

L'exposition de 1959 s'est tenue dans le Grand Hall de l'Olympia à Londres, du 9 au 18 juillet. Elle était organisée par l'Association des Constructeurs de Matériel minier et groupait plus de 100 exposants.

La dernière manifestation de ce genre en Grande-Bretagne avait eu lieu il y a 10 ans à Londres dans les installations de Earls Court. Depuis lors, de très grands progrès ont été réalisés, principalement en matière d'abatage et de chargement mécaniques en taille et de soutènement marchant.

En examinant l'équipement des fronts de taille mécanisés en 1948 et en 1958, on constate une progression énorme des engins de havage et de débitage sous des formes très diversifiées. Alors qu'en 1948, il n'y avait que 45 tailles équipées de Meco Moore et 23 chargeuses Huwood, on compte près de 850 tailles mécanisées en 1959.

TABLEAU I.

Equipement des tailles	Nombre de machines en service	
	Fin 1948	Fin 1958
Meco Moore	45	123
Abatteuses-chargeuses Anderton	—	296
Haveuses avec palettes de chargement	—	164
Rabots rapides	—	48
Rabots lents	—	11
Trepanners	—	72
Chargeuses Huwood	23	37
Rabots-scrapers	—	9
Gloster Getters	—	15
Rabots activés Huwood	—	24
Rabots Samson	3	6
Mineurs continus « Dosco »	—	11
Haveuses-chargeuses à bras multiples	—	31
Total	71	847

Parmi les machines les plus utilisées, on trouve les Anderton Shearer, les haveuses à palettes de chargement, les haveuses à bras multiples, les trepanners, Gloster Getters et les rabots de différents types. La plupart de ces engins sont d'origine britannique et ont déjà fait l'objet de publications d'Inichar dans les « Annales des Mines de Belgique » ou dans les Bulletins techniques.

Nous n'avons envisagé dans cette note que les dernières nouveautés en la matière et insisté principalement sur les efforts déployés pour améliorer la granulométrie des charbons abattus mécaniquement.

Le deuxième chapitre, où l'on constate des progrès considérables au cours des dix dernières années, est celui du soutènement hydraulique, aussi bien sous forme d'étauçon individuel que sous forme d'éléments à progression entièrement mécanique.

Le soutènement marchant est sorti de la phase des essais et compte déjà à son actif des réalisations remarquables. Il y avait en juillet 1959, en Grande-Bretagne, plus de 35 tailles entièrement équipées d'éléments de ce genre et plusieurs types tels que le Dowty Roofmaster, le Seaman Gullik, le Dobson et le Wild retiennent particulièrement l'attention.

Ce matériel a aussi déjà fait l'objet de plusieurs notes d'Inichar et les nouveautés seront analysées dans un numéro ultérieur des Annales des Mines.

Abatteuse-chargeuse Anderton (1)

L'objectif poursuivi par les constructeurs de ces machines vise l'amélioration de la granulométrie des charbons abattus. Les deux facteurs principalement étudiés actuellement sont, d'une part, la vitesse de halage de l'abatteuse et, d'autre part, la forme du tambour d'arrachage.

(1) Description plus détaillée de cette machine dans le bulletin technique « Mines » Inichar n° 59.

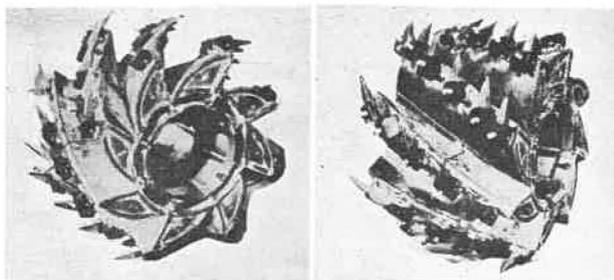
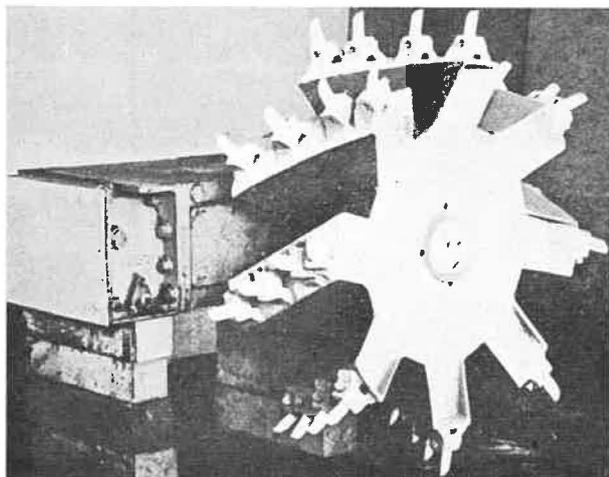
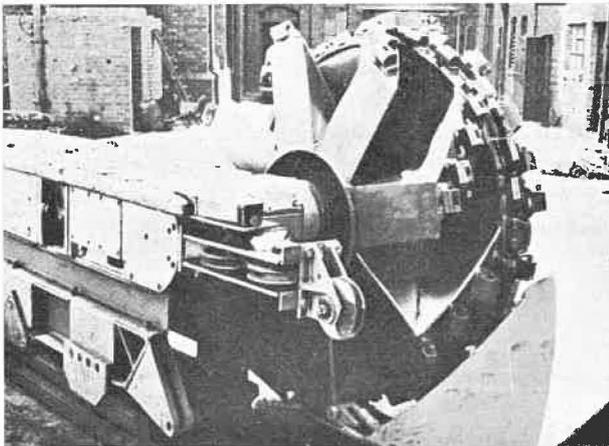


Fig. 1. — Différentes formes de tambours d'arrachage pour améliorer la granulométrie.

En ce qui concerne la vitesse de halage, plus celle-ci est grande, plus les pics pénètrent dans le massif, ce qui améliore la granulométrie des havrits. Pour augmenter la vitesse de halage, on a équipé les machines de moteurs électriques plus puissants. Le maintien de cette vitesse au maximum compatible avec les conditions géologiques en taille et la dureté du charbon est obtenu par l'emploi généralisé des transmissions hydrauliques dont la réalisation varie suivant les constructeurs. Grâce à ces appareillages hydrauliques, la vitesse de halage est contrôlée par la charge du moteur électrique et le réglage est tel que la pleine puissance est toujours utilisée.

La firme British Jeffrey Diamond (B.J.D.) fut une des premières à livrer sur le marché des haveuses équipées de la transmission magnétique (2).

Les firmes Anderson-Boyes et Mavor & Coulson équipent également leurs machines de transmissions hydrauliques.

La forme du tambour d'arrachage évolue également en vue d'un accroissement de granulométrie. La disposition, le mode de fixation des pics et la forme de la partie centrale du tambour ont fait l'objet de réalisations diverses de la part des constructeurs.

Certains de ces tambours sont munis de palettes défectrices qui entraînent le charbon abattu vers le convoyeur de taille en évitant un recyclage sur le tambour (fig. 1).

La firme Bonser Tristram Limited exposait un tambour segmenté (fig. 2) dont les éléments sont assemblés par pivots et facilement démontables. Ce type de tambour permet le remplacement partiel d'un élé-

(2) La transmission magnétique est décrite dans les Annales des Mines de Belgique, février 1959: Rapport de la « Commission de Technique Minière de la C.E.C.A. - 9^e session du 2 au 7 novembre 1958 en Grande-Bretagne », p. 154/156.

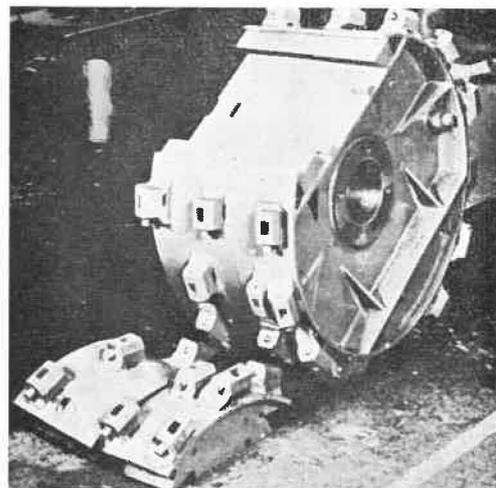


Fig. 2. — Tambour segmenté pour abatteuse-chargeuse Anderton.

ment sans nécessiter le démontage complet du tambour. Lorsque l'ouverture de la veine est très voisine du diamètre du tambour, on peut faciliter la course de retour de la machine en démontant un ou deux éléments du tambour. Si l'ouverture de la veine varie, l'épaisseur de la saignée peut être adaptée par simple substitution de segments de dimensions différentes, les variations de diamètre du disque sont obtenues sans modification de sa partie centrale.

Adaptation de haveuses Anderton.

Deux firmes exposaient des machines sur lesquelles les tambours d'arrachage étaient remplacés par des chaînes de haveuses et des tourillons à axes horizontaux.

1) La firme N.J. Muschamp et Company Limited exposait pour la première fois une machine dérivée de l'Anderton (fig. 3). Le tambour est dans ce cas remplacé par un cadre mobile muni de deux tourillons aux extrémités et d'une chaîne de havage latérale.



Fig. 3. — Abatteuse-chargeuse Muschamp.

Au cours de l'abatage, le cadre peut pivoter autour d'un axe horizontal passant par le centre de l'arbre de sortie de la haveuse. La hauteur de la saignée peut ainsi être réglée à tout moment suivant l'ouverture de la couche. Lors de la course retour, le cadre peut être posé horizontalement de façon à diminuer la hauteur d'encombrement et permettre éventuellement son passage sous des bèles en porte-à-faux.

Le cadre de havage s'adapte sans modification aux Anderton ordinaires, l'arbre de sortie, au lieu d'actionner le tambour, attaque, par un train d'engrenage logé dans le carter latéral du cadre côté haveuse, les deux tourillons d'extrémité et la chaîne latérale.

La partie chargeuse de la machine est constituée d'une charrue du modèle courant.

2) Sur la machine Mawco de la firme Austin Hoy, le tambour est remplacé par un tourillon central utilisé au dépeçage du charbon abattu et découpé au toit, au mur et latéralement par une chaîne de havage montée sur un cadre de guidage (fig. 4).

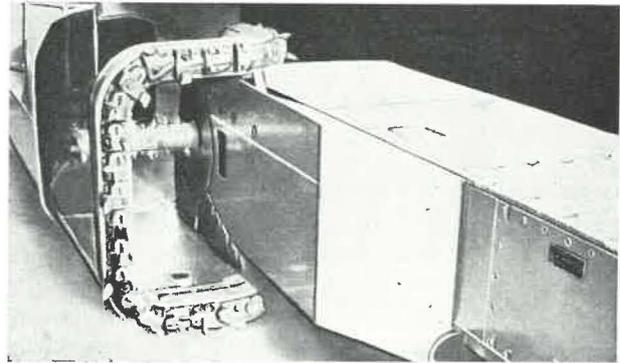


Fig. 4. — Abatteuse-chargeuse Mawco.

Le cadre peut s'adapter sur une Anderton ordinaire, moyennant le raccourcissement de l'arbre d'attaque, l'ajoute d'un roulement muni d'un couvercle de fermeture sur la paroi latérale de la machine et la fixation de support pour le cadre de guidage de la chaîne. La vitesse recommandée de translation de la chaîne est obtenue par remplacement des pignons de transmission par un train d'engrenage d'un type standard.

Les anciennes haveuses conventionnelles à bras horizontal peuvent également être équipées de ce nouveau dispositif, la tête de havage doit toutefois être remplacée par une autre à arbre de transmission horizontal.

Au cours de nombreux essais effectués par le constructeur, la vitesse de havage était de l'ordre de 1,80 à 2,70 m par minute.

Le chargement et le nettoyage de l'allée en cours d'abatage sont assurés par une charrue du type ordinaire.

Abatteuse-chargeuse combinée.

L'abatteuse-chargeuse Trepan-Shearer de la firme B.J.D. résulte de la combinaison du Trepanner et de l'Anderton Shearer (fig. 5). La tête d'abatage du trepanner dépasse l'avant de la machine et reçoit son mouvement de rotation d'une boîte de vitesse boulonnée sur la paroi latérale du châssis de la haveuse. La boîte de vitesse est commandée par une transmission hydraulique intermédiaire du type magnétique. La vitesse de rotation du trepan peut varier entre 30 et 71 tr/min. Des palettes défectrices à l'arrière du trepan dirigent une partie du charbon abattu vers le convoyeur.

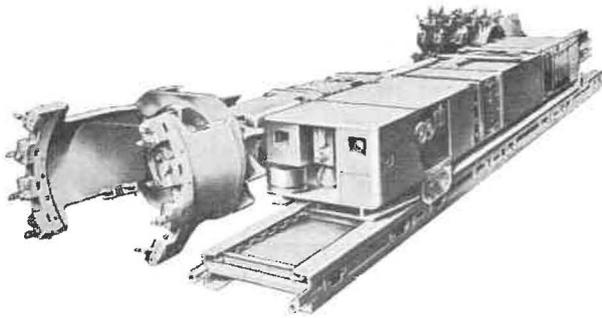


Fig. 5. — Abatteuse-chargeuse combinée Trepan-Shearer.

A l'arrière de la machine se trouve un tambour d'arrachage de modèle standard, suivi d'une charrue de chargement d'un type classique.

Le trépan, le tambour et le dispositif de halage sont commandés par un moteur électrique de 80 ch refroidi par eau. La machine n'abat que dans un seul sens, la partie centrale de la veine est débitée par le trepanner, le tambour d'arrachage termine l'abatage du charbon au toit et au mur de la veine. Cette machine combinée, grâce à l'introduction du trépan, doit améliorer la granulométrie obtenue par l'usage du tambour seul. Ainsi conçue, la machine permet de réduire la longueur de la niche en tête de taille, mais par contre celle du pied de taille doit être beaucoup plus longue.

Haveuse portable.

Cette petite haveuse est destinée à faciliter l'abatage du charbon en certains endroits de la taille, notamment dans les niches de tête et de pied des tailles mécanisées ; elle peut être utilisée aussi au creusement des montages en veine (fig. 6). Elle est

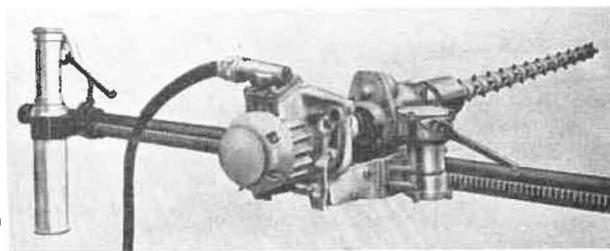


Fig. 6. — Petite haveuse portable Victor.

réalisée à l'aide d'une grosse perforatrice Victor, actionnée indifféremment par moteur électrique ou à air comprimé. Le fleuret hélicoïdal, d'environ 100 mm de diamètre, est armé de petits pics munis de plaquettes au carbure de tungstène ; un fleuret de 1,35 m de longueur possède environ 60 pics.

Un tube transversal pourvu d'une crémaillère sert d'appui à la perforatrice. Ce tube peut être fixé à ses extrémités sur deux étançons, par des colliers à serrage rapide.

Avant l'utilisation de la machine, il faut creuser un trou de grand diamètre à l'extrémité de la saignée, le fleuret armé de pics est introduit dans ce trou et est déplacé le long de la crémaillère par l'opérateur. La profondeur de la saignée est d'environ 1,30 m.

Midget Miner.

En vue de mécaniser l'abatage dans les couches minces, la firme Crawley Industrial Products a construit une machine appelée Midget Miner de conception assez analogue à la machine allemande Korfman.

Cette machine travaille par brèche montante de 1,40 m à 1,50 m de largeur et peut être utilisée dans des couches de 55 à 75 cm de hauteur. Elle est équi-

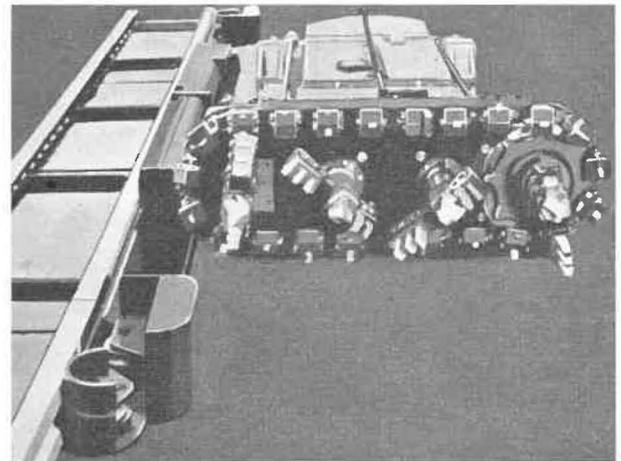


Fig. 7. — Abatteuse-chargeuse Midget.

pée de 4 tarières frontales entourées par une chaîne de havage périphérique (fig. 7). Les bras des tarières sont déphasés de 72°, de cette façon le charbon est acheminé latéralement vers le convoyeur. La chaîne de havage est aussi équipée de quelques palettes de chargement pour ramener les fines. Il n'est donc pas nécessaire d'utiliser un transporteur auxiliaire. L'ensemble des outils d'abatage est actionné par un moteur de 75 ch.

La machine est montée sur patins et se hale à l'aide d'un câble le long d'un convoyeur blindé. Elle est pourvue de 2 vérins hydrauliques qui prennent appui sur le mur pour suivre plus aisément les variations de pente de la couche. Il existe également 2 vérins pour contrôler le toit et faciliter le guidage de la machine. Tous ces vérins sont alimentés par une pompe hydraulique placée dans le corps de l'engin.

Agrafeuse pour courroie.

La nouvelle petite agrafeuse portable Hayden Nilos est montée sur un châssis léger en tubes

d'acier soudés (fig. 8). Le mécanisme est commandé par 2 leviers et est enfermé dans un carter étanche

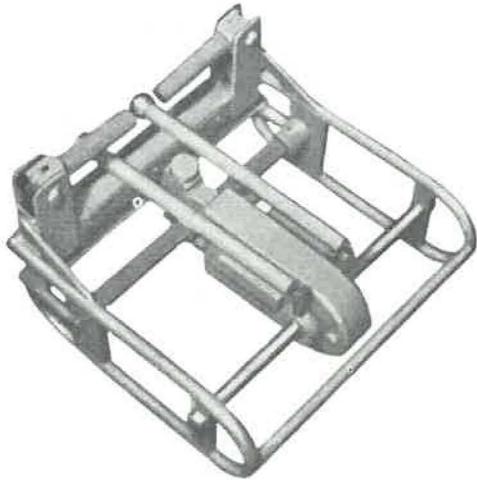


Fig. 8. — Agrafeuse portable. — Les leviers sont repliés pour faciliter le transport de la machine.

qui se déplace le long d'un tube transversal. Chaque manœuvre d'un levier donne lieu à un déplacement automatique du carter égal à l'espace entre deux agrafes, en même temps que le serrage des mâchoires de l'agrafeuse. Chaque agrafe est ainsi serrée isolément.

A l'avant de la machine se trouve un dispositif de pincage de la bande, muni d'une vis de réglage permettant d'adapter la machine à l'épaisseur de la bande.

Pour le transport, les leviers et les pinces de serrage se rabattent vers le centre de façon à diminuer l'encombrement.

Cette machine pèse 16 kg, la hauteur est de 242 mm lorsque les leviers sont rabattus et de 406 mm lorsque les leviers sont en position d'utilisation, la largeur de la mâchoire est d'environ 380 mm.

La même firme a mis au point un outillage de surface permettant le remploi partiel des bandes abîmées. Une première machine coupe les bords avariés des courroies et ramène la bande à une largeur standard plus étroite ou à une demi-largeur standard. Dans ce cas, les bandes passent ensuite sur une seconde machine qui permet de les réassembler par une couture centrale et de les ramener à leur largeur initiale. L'assemblage est réalisé par agrafe central et longitudinal des deux éléments juxtaposés. Cette agrafeuse est entièrement automatique, la partie centrale après assemblage ne laisse pas apparaître de vides ; elle peut être recouverte d'un enduit de protection, de même que les bords extérieurs.

Pince de fixation pour le raccordement des tronçons de courroie.

Ce dispositif est constitué d'un petit châssis muni d'encoches latérales qui se pose sous la courroie



Fig. 9. — Pince de fixation utilisée aux raccordements de tronçons de courroie.

(fig. 9). Un long pivot pourvu d'une patte d'attache soudée en son centre est introduit dans les encoches latérales. Il suffit de fixer un câble ou une chaîne dans l'attache du pivot ; lorsque l'on exerce un effort de traction sur celle-ci, le pivot descend dans les encoches spécialement profilées et serre la courroie contre la partie inférieure du châssis.

Cette pince est construite en Grande-Bretagne par la firme Hill Porter.

Tôle de recouvrement modèle léger.

La firme Meco fabrique des tôles embouties très légères. La rigidité de celles-ci est obtenue par une série de nervures successives, perpendiculaires à l'axe du convoyeur. Ces tôles sont destinées à être posées sur les infrastructures des convoyeurs dont les membrures longitudinales présentent un profil à aile extérieure et horizontale (fig. 10). Elles peuvent être, soit boulonnées sur les membrures, soit simplement serrées par une pince en acier. Grâce à leur forme, ces tôles s'entassent très facilement les unes

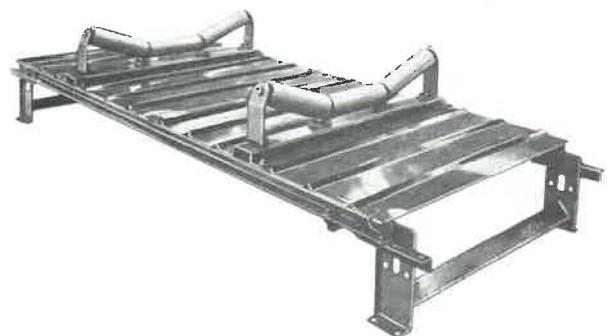


Fig. 10. — Tôle de recouvrement pour convoyeur à courroie.

sur les autres et occupent un volume réduit en magasin.

La firme Sutcliffe fabrique également un type de tôle analogue.

Poulie de retour portable pour convoyeur.

Cette poulie de retour est conçue pour être utilisée comme pièce de secours, sur des convoyeurs de taille ou de voie. Pour en faciliter le transport, elle est composée d'éléments démontables peu encombrants qui peuvent être amenés en des endroits d'accès difficile. Le montage des différents éléments est très simple.

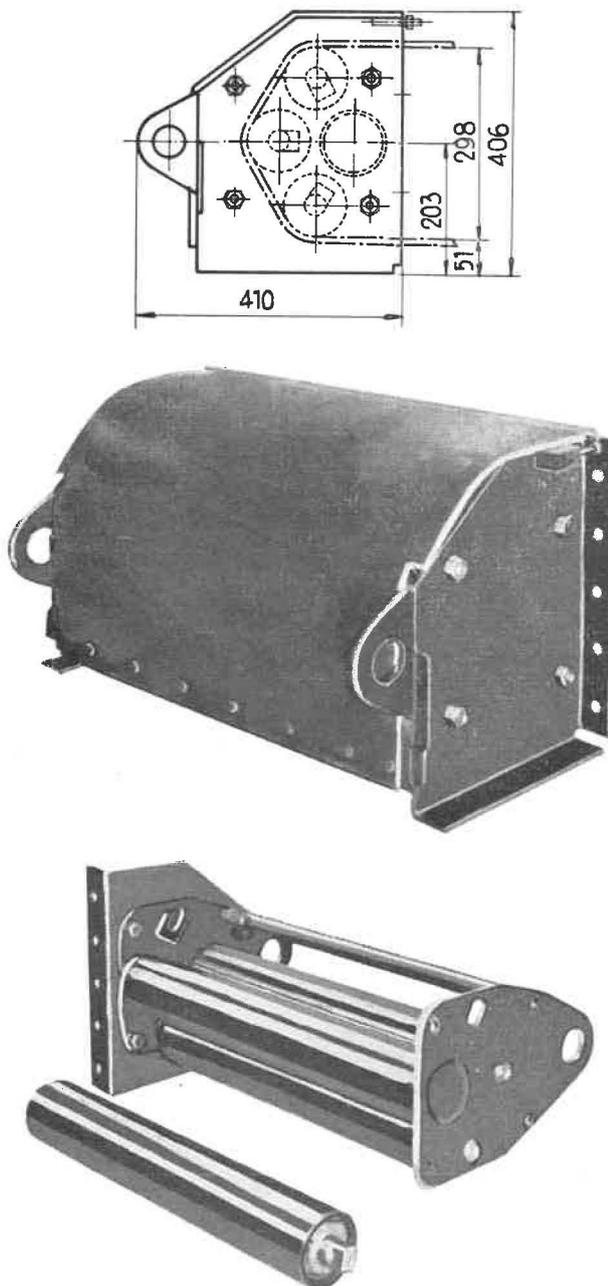


Fig. 11. — Poulie de renvoi portable pour convoyeur à courroie.

Cette poulie se compose d'un gros tube central reliant deux flasques latérales sur lesquelles viennent s'emboîter 3 rouleaux de 0,10 m de diamètre (fig. 11). Ces flasques sont percées de 4 trous qui permettent le passage de boulons de fixation des deux parois métalliques de protection. Un morceau de courroie boulonnée à deux plats métalliques sert de protection entre les deux parois latérales. Lors du transport, ce morceau de courroie est utilisé comme emballage des 3 petits rouleaux.

Les dimensions approximatives de cette poulie complètement montée sont les suivantes : largeur jusqu'à 0,93 m, hauteur 0,40 m, longueur 0,41 m.

Le poids des différents éléments varie suivant la largeur. Le châssis support pèse 25 à 29 kg, les parois latérales de protection 10 kg, les 3 rouleaux 41 à 55 kg et la courroie de protection 6 à 8 kg.

Cet outillage est construit par la firme Meco.

Vanne automatique pour la pulvérisation d'eau au-dessus des convoyeurs à courroie.

La Société Conflow de Lenton (Nottingham) exposait la vanne automatique « autobeltspray ». Cet appareillage bien connu a fait l'objet d'une description dans les « Annales des Mines de Belgique » (3). Il est cité pour mémoire.

Convoyeur à rouleaux souples Flexiroll.

La batterie de rouleau classique est remplacée par une batterie résultant de la juxtaposition d'une série de petits rouleaux tournant autour d'une barre d'acier (fig. 12). A chacune de ses extrémités, la

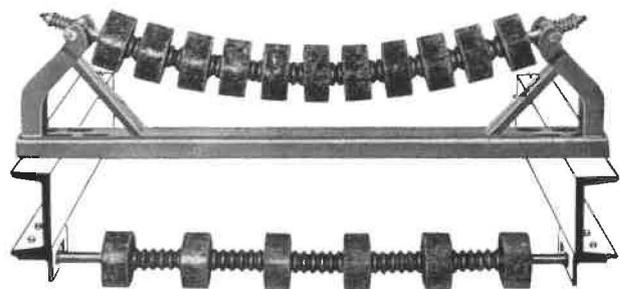


Fig. 12. — Batterie de rouleaux souples pour convoyeur à courroie.

barre est solidaire de deux tenons qui s'emboîtent dans des encoches ménagées sur les éléments latéraux du châssis support.

Cette barre est flexible et sa partie centrale est incurvée. Elle sert d'arbre aux rouleaux porteurs. Les éléments constitutifs sont représentés en coupe à la figure 13.

(3) Voir à ce sujet les « Annales des Mines de Belgique » juillet 1958 : « Matériel minier » p. 667.

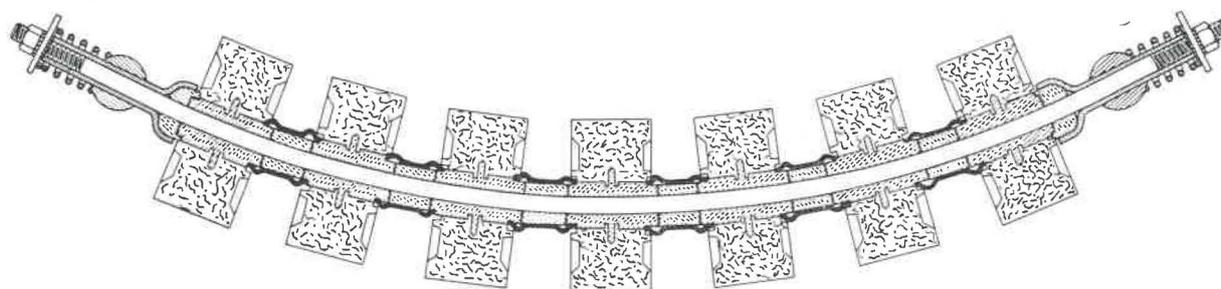


Fig. 13. — Coupe schématique montrant les éléments constitutifs du rouleau Flexiroll.

La partie extérieure des rouleaux en contact avec la bande est en matière comprimée spéciale offrant une grande résistance à l'abrasion, aux chocs, à la corrosion. Cette matière est ininflammable. Le noyau des rouleaux tournant sur la barre d'acier est en nylon imprégné de graphite et ne nécessite aucun graissage.

Les rouleaux d'une même batterie sont maintenus écartés les uns des autres par des bagues en nylon imprégné de graphite. Un joint souple en caoutchouc empêche l'introduction des poussières entre les bagues et les noyaux des rouleaux.

Les extrémités de la tige centrale sont pourvues de manchons métalliques serrés d'un côté contre la dernière bague d'écartement et de l'autre contre une rondelle maintenue en place par des écrous boulonnés sur la partie filetée de la barre centrale. A l'extérieur des manchons, des ressorts servent de liaison entre la barre centrale et les tenons de fixation au châssis support. Ces tenons peuvent ainsi se déplacer longitudinalement le long de la barre centrale. Lorsque celle-ci fléchit davantage sous l'effet d'une augmentation de charge de la bande, la forme en auget s'accroît, ce qui diminue les risques de débordement. La déformabilité de l'ensemble engendre un contact permanent entre les rouleaux et la bande, quelle que soit la charge de celle-ci. La flexibilité des différents éléments permet une déformation d'ensemble et des rouleaux eux-mêmes, qui supprime en grande partie l'adhérence des poussières et des matières humides.

L'emploi de matériaux ininflammables et le remplacement des roulements à billes des rouleaux classiques par des buselures en nylon graphité diminuent les risques d'échauffements dangereux. Le poids d'une telle batterie serait 3 fois plus petit que celui d'une batterie ordinaire.

D'après le constructeur, le prix d'achat et les frais d'entretien sont inférieurs à ceux des rouleaux ordinaires en acier.

Les batteries sont livrables en plusieurs largeurs de 0,45 m à 1,35 m. Le diamètre des rouleaux est de 102 mm. Les batteries supportant le brin de retour sont équipées de rouleaux identiques, mais moins nombreux. La barre centrale est droite et rigide.

La même firme construit un convoyeur destiné à l'utilisation des rouleaux Flexiroll. L'infrastructure de ce convoyeur se compose de deux cornières longitudinales supportées par des trépieds en fers U, soudés et réglables en hauteur. Chaque trépied supporte un rouleau porteur, un trépied sur deux supporte un rouleau de guidage du brin de retour. La distance entre deux trépieds est de 1371 mm.

L'assemblage de divers éléments d'infrastructure est réalisé à l'aide de broches et emboîtements.

Convoyeur à courroie avec infrastructure à câbles métalliques.

La firme Distinguon Engineering Company Limited construit un convoyeur léger, dont les longérons classiques sont remplacés par des câbles métalliques (fig. 14).



Fig. 14. — Convoyeur à courroie avec infrastructure à câbles métalliques.

L'infrastructure est constituée de deux séries de tronçons de câbles parallèles de 50 à 60 m de longueur. Ces câbles sont soutenus par des trépieds intermédiaires de hauteur réglable, distants les uns des autres de 6 m. Chacun des trépieds sert de sup-

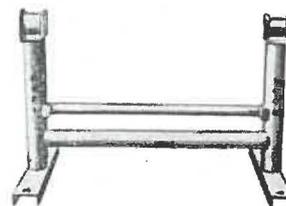


Fig. 15. — Trépied d'extrémité des tronçons de câble d'infrastructure.

port à un rouleau guide du brin de retour. Les extrémités des tronçons de câble passent sur un trépied spécial, renforcé, et muni à sa partie supérieure de deux galets latéraux (fig. 15). Chacun des bouts de câble de deux tronçons successifs, après leur passage de part et d'autre d'un des galets, est amarré à un tendeur à vis, solidaire d'une broche enfoncée dans le sol de la voie (fig. 16). Les batteries de rou-

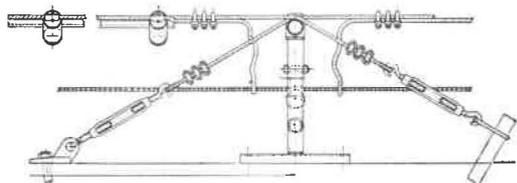


Fig. 16. — Mode d'amarrage de deux tronçons de câble sur un trépied d'extrémité.

leaux porteuses sont accrochées aux câbles longitudinaux et distants les uns des autres de 1,50 m. Chaque batterie est composée de 3 rouleaux reliés entre eux et aux pattes de suspension par des élé-

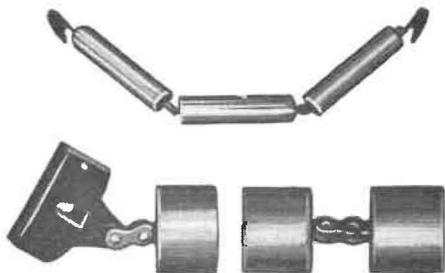


Fig. 17. — Assemblage des rouleaux entre eux et aux pattes de suspension.

ments de chaîne galle (fig. 17). L'angle formé par les axes des rouleaux peut donc varier ; un accroissement de la charge sur la bande transporteuse a pour effet de rapprocher légèrement les deux câbles supports et de permettre un affaissement du rouleau central. La forme en auget de la courroie s'accroît.

Afin de maintenir le parallélisme des deux câbles, des traverses rigides en forme d'auget sont interposées entre les rouleaux à 6 m de distance. Elles sont disposées à mi-distance entre 2 trépieds.

Le faible encombrement des éléments constitutifs de ce type de convoyeur en facilite le transport et la

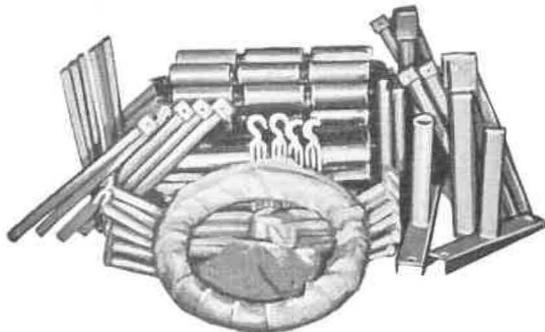


Fig. 18. — Ensemble du matériel nécessaire au montage d'un tronçon de convoyeur de 60 m de longueur.

mise en magasin. D'après le constructeur, le matériel nécessaire au montage d'un tronçon de convoyeur de 60 m de longueur peut être entreposé sur une surface de 2,6 m² (fig. 18).

Convoyeur à courroie Meco à rouleaux suspendus.

L'infrastructure de ce type de convoyeur est réalisée à l'aide de tréteaux métalliques à profil en caisson, distants de 2,70 m. Des longerons tubulaires, munis de trous forés à leurs extrémités, viennent se loger dans un emboîtement soudé sur les têtes des tréteaux. Les longerons sont rendus solidaires des tréteaux par un assemblage à broche très simple, qui permet de franchir d'éventuelles ondulations du mur de la galerie (fig. 19).

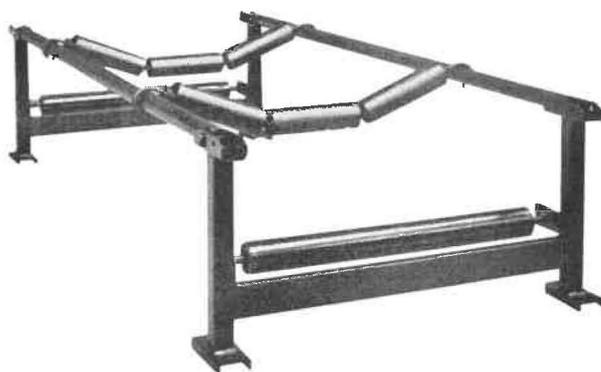


Fig. 19. — Convoyeur à courroie à rouleaux suspendus de la firme Meco.

Chaque tréteau sert de support à un rouleau de guidage du brin de retour. Les batteries de rouleaux porteuses, distantes les unes des autres de 1,45 m, sont accrochées aux longerons tubulaires et maintenues en place par des broches traversant des longerons.

Une batterie est constituée de trois rouleaux reliés entre eux par un élément de chaîne galle, les deux rouleaux d'extrémité sont fixés aux crochets de suspension par des ressorts sous tension.

Lorsque la bande est vide, l'angle formé par les axes des rouleaux latéraux avec l'axe du rouleau central est de 20° ; grâce aux articulations entre rouleaux et aux ressorts d'extrémité, cet angle augmente suivant l'accroissement de la charge et peut atteindre 35°. L'affaissement du rouleau central diminue les risques de débordement. Les tôles de protection du brin de retour peuvent être supprimées. Toutefois, elles sont maintenues aux points de chargement et, dans certains cas, sur toute la longueur du convoyeur ; les tôles utilisées sont alors fixées par crochets aux longerons tubulaires.

Convoyeur de taille à brin inférieur porteur.

Afin de faciliter le déversement des produits transportés par le brin inférieur, la firme Sutcliffe a mis sur le marché une station motrice à retournement de bande (fig. 20).

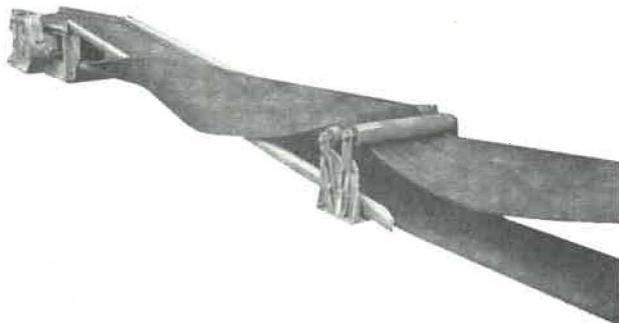


Fig. 20. — Station motrice Sutcliffe à retournement de bande pour brin inférieur porteur.

Le dispositif de retournement consiste en deux membrures de 2,40 m de longueur, qui peuvent être fixées sur le châssis des têtes motrices de modèle courant.

A la sortie du tambour moteur, le brin de retour passe sur un rouleau incliné à 30° qui amorce le mouvement de torsion de la courroie. Celle-ci est ensuite amenée au-dessus du brin porteur en passant sur un tube d'acier de 76 mm de diamètre. Le mouvement de torsion se termine par le passage du brin à travers deux rouleaux solidaires d'un support fixé aux membrures.

Les bras des supports de chacun des rouleaux peuvent pivoter autour d'un axe perpendiculaire à celui du convoyeur. Après réglage, les rouleaux sont maintenus dans la position voulue à l'aide d'une clame.

Convoyeur à courroie pour le transport en taille.

En vue de réduire l'usure des courroies dans les installations à brin inférieur porteur, la firme Meco a mis au point plusieurs modèles de transporteurs de taille légers.

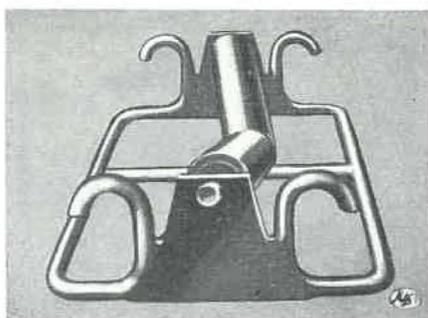


Fig. 21. — Petit châssis tubulaire supportant deux rouleaux de guidage du brin porteur.

Le modèle le plus simple utilise des petits châssis tubulaires, légers et peu encombrants, servant de support à deux rouleaux (fig. 21). La partie inférieure du châssis est de forme rectangulaire, les dimensions du rectangle étant suffisantes pour assurer à l'ensemble une assise stable.

Les rouleaux inclinés vers le centre soutiennent le brin inférieur porteur ; le brin de retour passe près du toit de la veine sur des barres suspendues aux éléments de soutènement suivant le procédé classique.

Les batteries de rouleaux peuvent être utilisées seules ou être réunies entre elles par des longerons latéraux formant haussette de 1,80 m de longueur et 0,23 m de hauteur (fig. 22). Les haussettes peu-

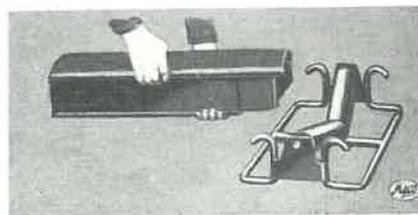


Fig. 22. — Longerons latéraux servant de haussettes et s'emboîtant sur le châssis tubulaire.

vent être disposées de part et d'autre des batteries ou d'un seul côté. L'assemblage des éléments est réalisé par simple emboîtement comme le montre la figure.

L'emploi des rouleaux offre cependant l'inconvénient de porter la hauteur de pelletage à 0,15 m. Les batteries de rouleaux sont fournies en deux largeurs de 0,62 m ou 0,77 m, suivant que l'on utilise des courroies de 500 à 600 mm, ou de 600 à 660 mm de largeur.

Un autre modèle plus complet consiste en une infrastructure très légère. Le brin porteur est ici le brin supérieur. Le brin de retour se déplace sous ce brin porteur dans un compartiment séparé, entièrement protégé par des tôles (fig. 23).

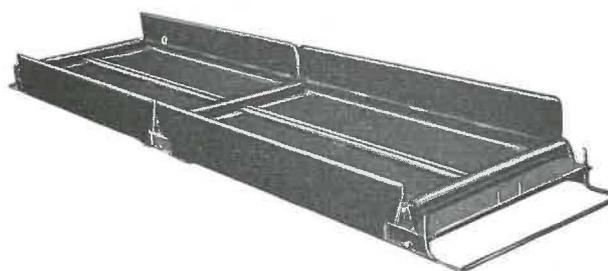


Fig. 23. — Eléments de convoyeur de taille assemblés.

Chaque élément du convoyeur mesure 1,35 m de longueur, 0,73 m de largeur. La hauteur est de 0,31 m côté remblai et 0,23 m côté front. Un élément résulte de l'assemblage par emboîtement de quatre parties (fig. 24) : deux tôles sur lesquelles

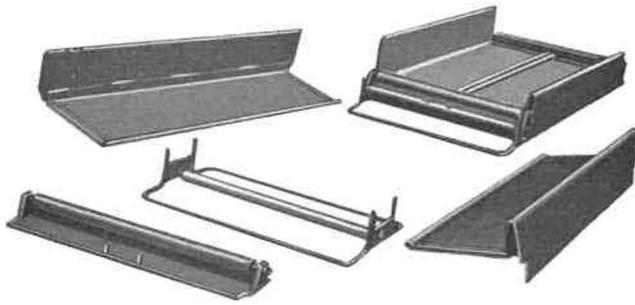


Fig. 24. — Ensemble de parties constitutives de chacun des éléments du convoyeur.

sont soudées des hausses et qui s'emboîtent longitudinalement suivant l'axe du convoyeur, un petit châssis tubulaire supportant le rouleau guide du brin de retour et un châssis en tôle pour le guidage du brin supérieur porteur.

Deux éléments successifs s'assemblent aussi par emboîtements. Ceux-ci possèdent suffisamment de jeu pour permettre au convoyeur de suivre les ondulations du mur de la couche.

Pour faciliter le réglage en longueur du convoyeur lors du montage, le constructeur a prévu des éléments intermédiaires télescopiques ; les éléments d'extrémité sont également télescopiques.

Convoyeur mixte : courroie-câble.

Un convoyeur à courroie et câble d'un modèle inédit était exposé par la Société Glover Groupe. La courroie de ce transporteur est utilisée uniquement comme support des matériaux transportés, les efforts de traction étant repris par deux câbles longitudinaux et ceux de gravité par des galets porteurs (fig. 25).

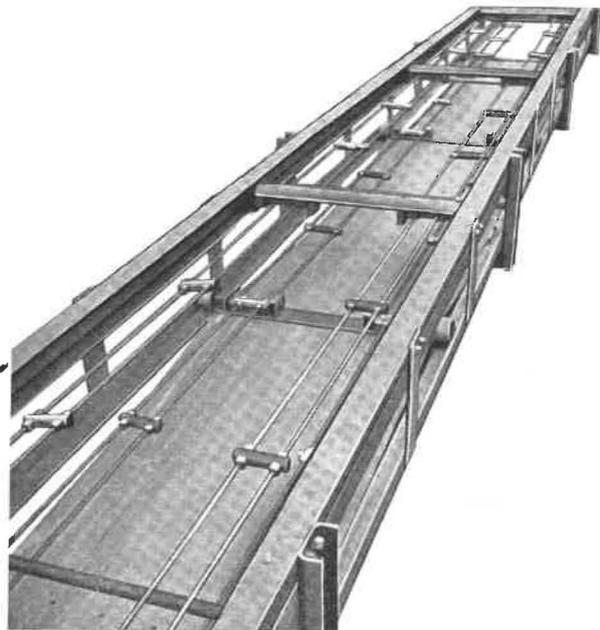


Fig. 25. — Infrastructure du convoyeur mixte courroie-câble. — L'élément de courroie est enlevé.

L'infrastructure du convoyeur est réalisée à l'aide de fers U à la partie supérieure et de cornières à la partie inférieure, ces éléments servent de chemin de roulement aux galets porteurs. Les longerons sont reliés entre eux par des plats et des U boulonnés.

Les câbles sont alignés latéralement par paire : chacun des câbles d'une paire est relié à l'autre par des manchons métalliques serrés sur les câbles. Les paires de câbles sont reliés de distance en distance à des plats transversaux aux extrémités desquels sont fixés des galets à l'aide de petites clames de serrage facilement démontables. Les plats transversaux sont pourvus de 5 tiges filetées destinées au serrage d'un élément de tôle arrondie, la courroie étant serrée entre cet élément et le plat.

Les câbles sont entraînés par un tambour moteur à 3 éléments (fig. 26). Les deux éléments extérieurs

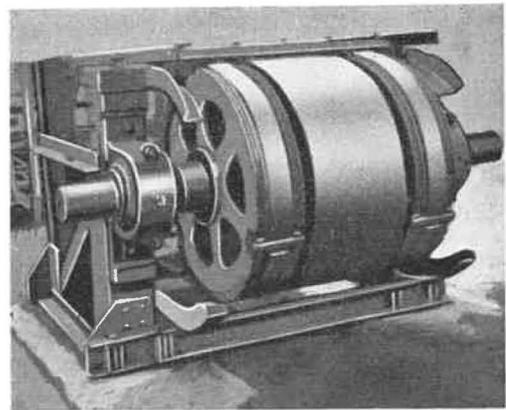


Fig. 26. — Tambour d'entraînement, le raclor de caoutchouc se trouvant à la partie inférieure est enlevé, on aperçoit latéralement le levier et son contrepoids.

sont pourvus de gorges pour le passage des câbles et d'encoches transversales pour le logement des manchons métalliques de liaison entre câbles. La rotation du tambour entraîne les câbles, le glissement de ceux-ci sur les gorges étant rendu impossible par l'emboîtement des manchons dans les encoches. La partie centrale du tambour sert de guidage aux éléments de courroie ; elle est séparée des éléments ex-

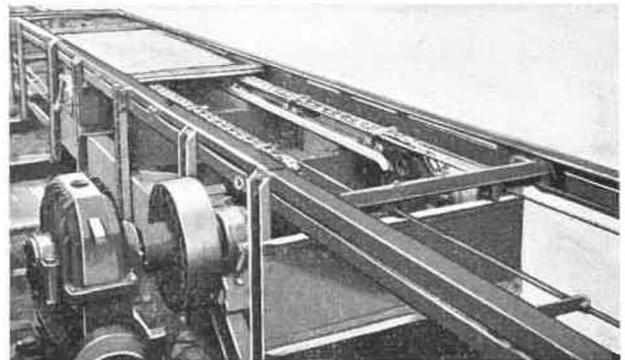


Fig. 27. — Station motrice intermédiaire.

térieurs par une rainure où passent les parties en saillie des traverses porte-galets.

A la base du tambour se trouve un racloir en caoutchouc relié à un contrepoids articulé sur un pivot fixé au châssis. Au passage des traverses, ce racloir s'efface.

Le convoyeur peut être équipé en un point quelconque d'une station motrice intermédiaire qui entraîne les manchons métalliques de liaison au moyen d'une chaîne galle munie d'encoches (fig. 27). Les moteurs électriques de commande doivent dans ce cas être rendus solidaires.

Poste de chargement en berlines.

Afin de réduire au minimum les débordements de charbon aux points principaux de chargement en berlines, la firme GHH a mis au point un poste de chargement qui paraît simple et peu encombrant (fig. 28).

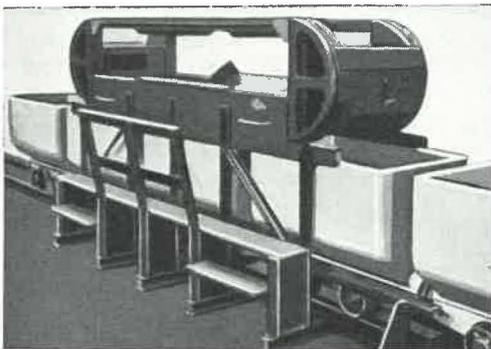


Fig. 28. — Poste de chargement en berline.

L'appareil sert d'intermédiaire entre la trémie et la berline. Il est constitué de deux chaînes galle parallèles se déplaçant chacune sur un cadre de guidage. L'espacement entre les deux cadres est sensiblement égal à la largeur de la berline. Les

deux chaînes sont reliées transversalement par des plats métalliques munis d'un ergot central. La trémie débite au centre du dispositif. Lorsqu'une berline est poussée sous celui-ci, la face frontale de la caisse vient buter contre l'ergot d'une traverse et met les chaînes en mouvement. La traverse vient obturer l'espace vide entre les caisses des deux wagonnets successifs.

L'appareil est supporté par un châssis métallique posé sur le sol de la voie et relié à ce niveau par des traverses passant sous le raillage. Un plancher de circulation est prévu pour l'homme chargé des manœuvres de remplissage.

Les dimensions du poste de chargement sont fonction des formes des berlines utilisées et de l'importance du débit de ou des trémies.

Train trémie.

Le développement actuel de la concentration en taille rendu possible par le développement de la mécanisation des tailles à avancement rapide, nécessite des moyens de transport capables d'écouler et d'absorber les pointes de production inévitables. Les puits de construction ancienne doivent donc être utilisés au maximum de leur capacité d'extraction.

Pour absorber les pointes horaires de production, il est nécessaire de disposer au fond d'un volume suffisant utilisé comme magasin régulateur. Ce rôle est en général rempli par un nombre de berlines supplémentaires.

En Grande-Bretagne, on emploie de plus en plus le convoyeur à courroie parfois jusqu'aux puits, et on remplace les cages d'extraction à wagonnets par des skips, ce qui a amené les mines anglaises à concevoir un nouvel engin d'emménagement dénommé « train trémie ».

Exposé par la firme Sutcliffe, cet engin est constitué d'un convoyeur à écailles très larges et plates, supportées par des galets latéraux se déplaçant sur les cornières d'infrastructure (fig. 29).

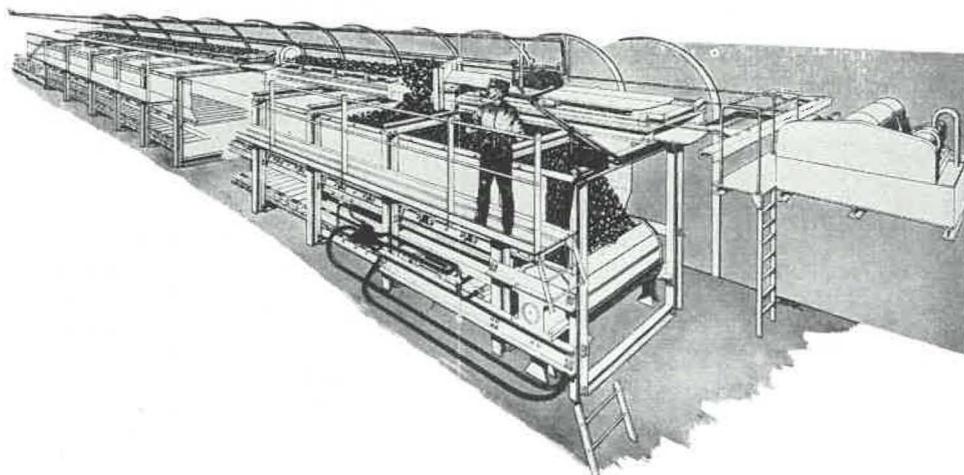


Fig. 29. — Train trémie Sutcliffe alimenté par un transporteur à courroie.

De part et d'autre du convoyeur, sont fixées des parois latérales réalisées par l'assemblage de tôles épaisses, de 1,20 m de hauteur et de 1,80 m de longueur. L'ensemble forme une trémie à fond mobile. D'un côté du convoyeur se trouve une passerelle sur laquelle se déplace l'opérateur. L'alimentation du train trémie exposé était assurée par un transporteur à courroie fixé sur la paroi latérale du convoyeur opposée à la passerelle.

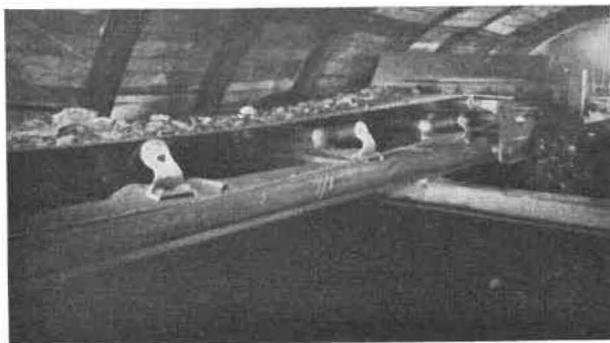


Fig. 30. — Racloir monté sur chariot.

Les produits sont enlevés de la courroie et canalisés vers la trémie par un racloir mobile monté sur un petit chariot se déplaçant sur des fers U latéraux servant en même temps d'infrastructure au transporteur à courroie (fig. 30). Des petits rouleaux plats solidaires du chariot maintiennent la courroie lors de son passage sous le racloir.

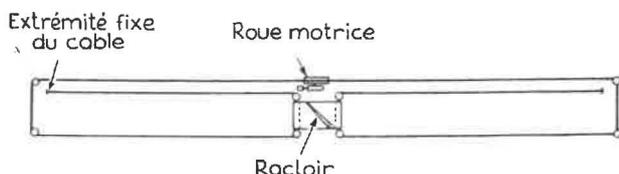


Fig. 31. — Schéma des câbles utilisés au déplacement du racloir sur le convoyeur.

Le déplacement longitudinal du chariot est commandé par une poulie motrice actionnant deux câbles, un pour chaque sens de marche (fig. 31). Chaque câble passe sur deux poulies de renvoi fixées aux extrémités du convoyeur et sur deux poulies solidaires du chariot. L'extrémité de chacun de ces câbles étant fixe, le mouvement de la roue motrice dans un sens ou dans l'autre entraîne la translation du chariot dans le sens correspondant.

Ces mouvements sont commandés à distance par l'opérateur. Lors du déchargement de la trémie, le fond mobile se déplace très lentement. A une vitesse de translation de 2,25 m/min, correspond un débit horaire de 240 tonnes.

Le convoyeur est commandé par un groupe moteur électrique, pompe et moteur hydraulique, qui actionne en même temps les vérins de tension de chaîne du convoyeur.

La hauteur utile du convoyeur est de 1,20 m, sa largeur utile de 1,80 m, la longueur est fonction du tonnage à emmagasiner. Pour une capacité de 100 tonnes, il faut une longueur de 56 m.

Les dimensions d'encombrement sont approximativement les suivantes : hauteur : 3,30 m, largeur : 3,50 m, y compris le convoyeur à courroie latéral équipé d'une bande de 1 m de largeur.

Ce transporteur peut être utilisé à l'alimentation des lavoirs en surface en remplacement de silos à dégagement par gravité. Son emploi peut diminuer le bris des charbons grâce à la réduction de la hauteur de chute des produits et à la diminution de la pression interne des charbons emmagasinés sous faible hauteur.

Dépoussiéreur.

La firme Samia construit un nouveau modèle de dépoussiéreur ultra léger. Il se présente sous la for-

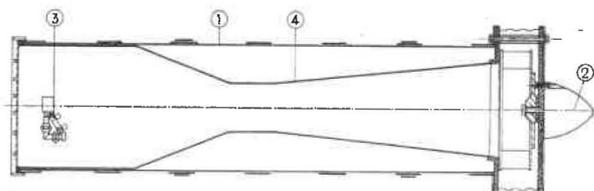


Fig. 32. — Vue en coupe du dépoussiéreur léger Samia type DV3.

- 1: canar en norsodyne
- 2: turbine
- 3: pulvérisateurs à eau
- 4: convergent-divergent

me d'un canar d'aérage en norsodyne, de 0,40 m de diamètre et 1,50 m de longueur, terminé par une turbine de 0,51 m de diamètre entraînée par un petit moteur à air comprimé. Trois pulvérisateurs à eau sont disposés à l'entrée du canar, tandis qu'un convergent-divergent en polyester stratifié est fixé à l'intérieur de celui-ci (fig. 32). Un grillage, fixé à l'entrée du canar, assure la protection intérieure de l'appareil contre l'introduction intempestive de corps étrangers.

La longueur totale du dépoussiéreur est de 1,85 m, il pèse 32 kg. Son débit peut atteindre 1,3 m³ d'air par seconde, sa consommation d'air comprimé est de l'ordre de 1,5 m³ aspiré/min et sa consommation d'eau de 2,5 litres/min.

Fonctionnement.

L'air à dépoussiérer, saturé d'humidité à l'entrée de l'appareil par les trois pulvérisateurs à eau, est entraîné par les éjecteurs à air comprimé dans le canal convergent-divergent. Les poussières, alourdies au passage dans la tuyère par les fines gouttelettes d'eau, sont projetées par la turbine sur une toile métallique à mailles très serrées et expulsées de l'appareil. La turbine assure donc un décolmatage automatique de la toile métallique.

Les essais effectués par le constructeur, en vue de déterminer l'efficacité de l'appareil en fonction du diamètre n des particules, exprimé en microns, ont donné les résultats repris au tableau ci-après :

n : en μ	0,5	1	2	3	4	5
Efficacité	0	0,25	0,63	0,80	0,85	0,80

Ce tableau montre que l'efficacité varie de façon importante, suivant la proportion, dans l'atmosphère à dépoussiérer, des particules de différentes dimensions.

Conditions d'utilisation.

Le rôle principal du dépoussiéreur est de compléter la neutralisation de base, confiée notamment aux procédés de forage à l'eau et d'injection d'eau en veine, par une action efficace sur les sources secondaires d'empoussièrment telles que travaux annexes de rabasnage ou recarrage, point de déversement etc...

La protection des chantiers, situés à l'aval du point d'empoussièrment, sera réalisée au maximum si la totalité de l'air circulant dans la galerie traverse l'appareil. Si le débit d'air dans cette galerie ne dépasse pas 1,5 m³/s, l'air à purifier peut être dirigé vers l'entrée de l'appareil à l'aide de toiles ou panneaux d'aérage, c'est le cas de certains traçages en ferme ou de points de chargement intermédiaires.

Si le débit d'air est supérieur à 1,5 m³/s, on peut installer plusieurs appareils au même endroit ; leur nombre sera calculé en fonction du débit d'air, en

considérant que le dépoussiéreur peut traiter un débit de 1,2 m³/s. Si les dimensions de la galerie le permettent, les entrées des appareils seront disposées suivant une même section ; dans le cas contraire, il est possible de les disposer en série, et suffisamment espacées les unes des autres, de façon à les répartir uniformément en différents endroits de la galerie. La disposition en série entraîne toutefois une diminution de l'efficacité de l'appareil.

Dans le cas d'un point de chargement en berlines, situé sur l'entrée d'air d'un quartier dans une galerie à grand débit d'air, de l'ordre de 10 m³/s et plus, on ne peut traiter l'entièreté de l'air. Il semble cependant possible de disposer au-dessus du point de chargement une hotte conduisant au dépoussiéreur. Ainsi une partie importante de l'air pollué serait aspirée directement par l'appareil et dépoussiérée, alors que la circulation de l'air se poursuivrait normalement dans la partie restante de la section de la galerie.

L'appareil étant nouveau, les conditions d'utilisation se préciseront au fur et à mesure du développement de son emploi ; la version actuelle pourra éventuellement subir certaines modifications.

Pompes et accessoires.

La pompe Wemco est une petite pompe destinée au refoulement de mélanges solides-liquides ; les corps solides qui peuvent être de dimensions assez importantes ne sont pas détruits au cours de leur passage dans le corps de pompe. La section de passage dans le corps de pompe reste équivalente à celle des tuyauteries d'aspiration et de refoulement.

En principe, la pompe est constituée d'une roue à aube tournant à grande vitesse dans un logement ménagé sur une face latérale à l'intérieur de la

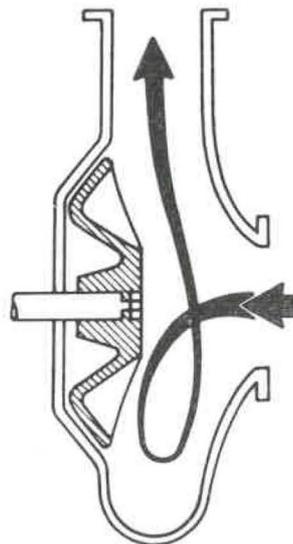


Fig. 33. — Schéma montrant le principe de fonctionnement de la pompe Wemco.

pompe (fig. 33). L'entrée de pompe se trouve dans l'axe de la roue, à une certaine distance de celle-ci, la sortie se fait suivant un axe perpendiculaire à celui de la roue. Sous l'action de la roue à aube, la quantité d'eau se trouvant à l'intérieur du corps de pompe est animée d'un mouvement de rotation ; sous l'effet de la force centrifuge, il se crée un courant ascendant du côté du refoulement, en même temps qu'une aspiration à l'entrée de la pompe. Les particules solides sont entraînées dans le courant d'eau ainsi créé. A l'intérieur de la pompe, le mélange liquide-solide ne traverse pas les aubes de la roue, il circule sur des parois lisses. Les produits touchent très rarement la roue motrice, il en résulte que l'usure de la pompe est très faible, même en présence de matières abrasives, en outre, les corps solides transportés par le mélange ne subissent aucun dommage. Au cours de la projection d'un film, on pouvait voir des poissons aspirés dans la pompe et qui ressortaient vivants dans le bac de décharge après avoir parcouru tout le circuit.

Cette pompe peut être utilisée au refoulement de mélanges de minerais, charbons, ciment, sable, gravier, etc.

Suivant le constructeur, ce type de pompe peut être utilisé pour des débits jusque 11 m³/min. La hauteur de refoulement peut atteindre 36 m.

La pompe John Clark est une petite pompe électrique du type centrifuge utilisable pour l'exhaure de liquides contenant un maximum de 20 % de particules solides (fig. 34).

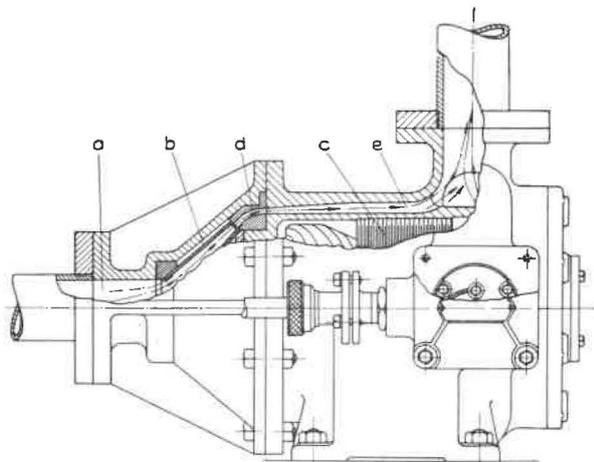


Fig. 34. — Petite pompe centrifuge John Clark.

L'eau est aspirée à travers la tuyauterie d'entrée « a » par une roue à aube « b » de forme tronconique, calée sur l'arbre d'un moteur électrique « c » logé dans un carter étanche.

A la sortie de la roue, l'eau passe à travers un diffuseur « d » et est refoulée vers des orifices « e » ménagés dans les parois du carter ; de là, elle est envoyée dans la tuyauterie de refoulement.

La circulation d'eau dans les conduits du carter assure le refroidissement du moteur.

La roue à aube est en alliage spécial et offre une très bonne résistance à l'abrasion.

Les caractéristiques données par le constructeur sont les suivantes :

- moteur électrique antidéflagrant de 5,5 ch, 500 V, 50 périodes/s, 2900 tr/min ;
- débit jusque 0,36 m³/min ; hauteur de refoulement maximum 30 m ;
- poids approximatif : 127 kg ;
- dimensions : hauteur : 0,37 m, longueur : 0,51 m, largeur : 0,32 m.

La pompe Flygt était également exposée, ce modèle de pompe a déjà fait l'objet d'une description dans la rubrique « Matériel Minier » des Annales des Mines de Belgique (4).

La firme Megator, outre ses pompes de type connu (5), exposait sous le nom de Dolphin une crépine flottante. Celle-ci se maintient à la surface de l'eau, l'introduction de boues dans le corps de pompe n'est généralement pas à craindre. Cette crépine est fixée par un boulon à l'extrémité d'un bout de tube central autour duquel elle peut pivoter (fig. 35). A l'extrémité opposée du tube vient se fixer le

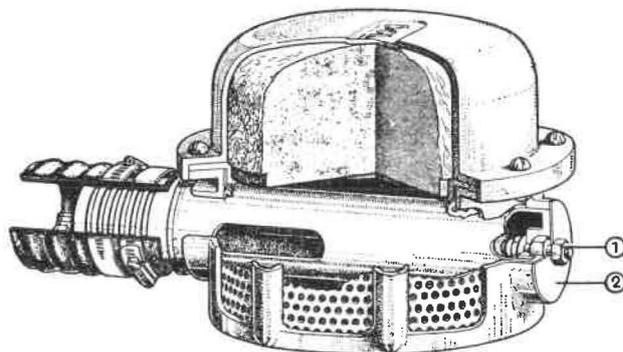


Fig. 35. — Crépine flottante Dolphin.

tuyau souple de raccordement à l'aspiration de la pompe. Le tuyau souple est serré sur le tube à l'aide de colliers en acier inoxydable ; il est possible de désolidariser la crépine du tube central ; pour cela, il suffit de dévisser le boulon « 1 » et la bride d'extrémité « 2 ».

La crépine est pourvue, à sa partie supérieure, d'un couvercle en plastic très résistant qui protège un élément en matière très légère qui assure la flottabilité.

Sous le tube central se trouve le tamis d'aspiration, disposé de façon à rester immergé quelle que soit la position de la crépine. L'élément flottant est conçu pour supporter le poids d'un tuyau souple de

(4) Annales des Mines de Belgique, septembre 1957, p. 903/904.

(5) Description dans les Annales des Mines de Belgique, mai 1949, p. 355/356 et janvier 1956, p. 47/48.

3 m de longueur, la crépine peut d'ailleurs être immergée partiellement sans inconvénient.

Ce type de crépine existe en plusieurs modèles, sa hauteur et son diamètre varient suivant le diamètre du tube d'aspiration.

Diamètre du tube d'aspiration : en pouces : 1 1/2, 2, 3, 4.

Hauteur de la crépine : en mm : 162, 175, 216, 267.

Diamètre de la crépine : en mm : 146, 183, 254, 305.

Concasseurs.

La tendance actuelle des constructeurs est de réaliser le concassage des produits aux dimensions désirées en un seul stade. La facilité et la rapidité de remplacement des éléments soumis à l'usure ont fait l'objet d'études très poussées.

Mis sur le marché par la firme BJD, le concasseur Mud Hogs est destiné au concassage de matériaux humides et s'agglutinant facilement. Les produits d'alimentation sont introduits par le haut et concassés par des marteaux fixés sur des disques par des pivots largement dimensionnés (fig. 36).

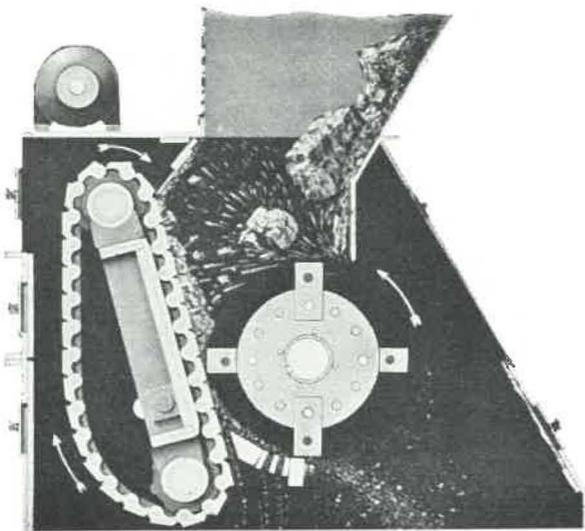


Fig. 36. — Schéma de fonctionnement du concasseur à fond mobile Mud Hogs.

Chaque disque est muni de 4 marteaux, le nombre de disques varie suivant le modèle de concasseur. Les matériaux à concasser sont projetés sur la paroi opposée à la trémie d'alimentation. Cette paroi est réalisée à l'aide d'un assemblage de pièces métalliques en acier au manganèse, attachées les unes aux autres par de solides pivots (fig. 37). Cette paroi est mobile et animée d'un mouvement de translation du haut vers le bas ; aux deux extrémités, ce tablier mobile tourne sur des tourteaux dont l'inférieur est actionné par un petit moteur indépendant. Les faces latérales du concasseur sont pourvues de clapets

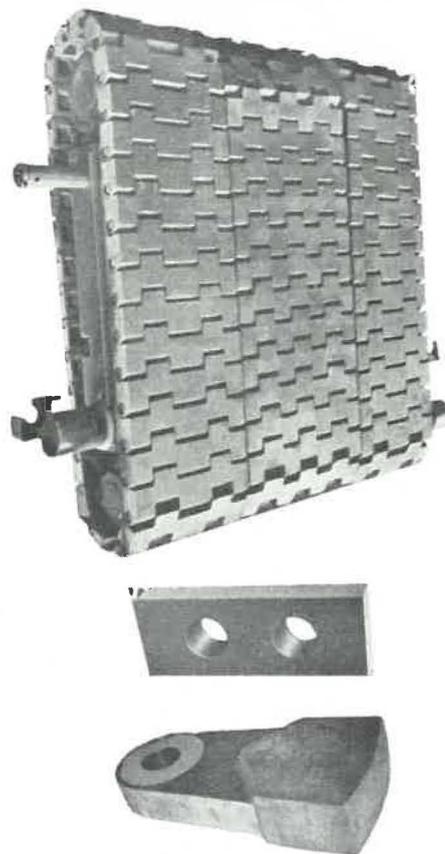
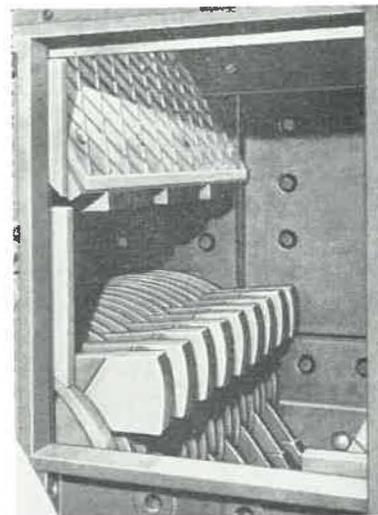


Fig. 37. — En haut : vue intérieure du concasseur ; en bas : la paroi mobile, un marteau et la pièce de fixation de celui-ci sur le disque.

amovibles qui permettent d'accéder facilement aux marteaux, ceux-ci peuvent être choisis suivant la nature et les dimensions finales désirées des matériaux à concasser. Il existe toute une gamme de modèles de puissance variant entre 20 et 400 ch ; les capacités horaires approximatives données par le constructeur dans le concassage d'un charbon mi-dur s'échelonnent entre 100 à plus de 2.000 tonnes. Les dimensions varient dans les limites suivantes : hau-

teur : 1,41 à 2,72 m, largeur : 1,66 à 3,30 m, longueur : 1,48 à 2,95 m.

Les concasseurs Rock Buster de la même firme permettent de réduire en un seul stade des matériaux friables, dont les dimensions à l'alimentation peuvent atteindre 0,80 m, à des grains de 0,027 m avec un minimum de perte en fines.

Ce concasseur comprend un rotor de grand diamètre à la périphérie duquel sont creusées deux rainures diamétralement opposées (fig. 38). Ces rainures

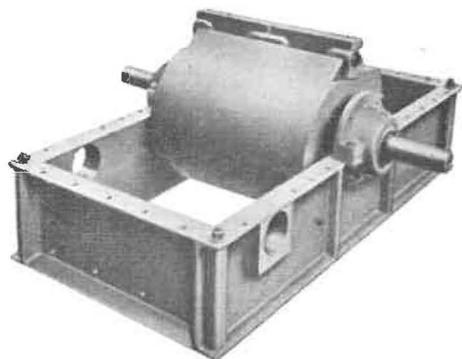


Fig. 38. — Rotor du concasseur Rock Buster.

res servent de logement à des clames en acier au manganèse maintenues en place par des cales à montage rapide. La vitesse de rotation du rotor varie, suivant le type de concasseur, de 500 à 1200 tr/min.

Les produits à concasser sont amenés latéralement au contact du rotor. Les blocs sont réduits et envoyés sur la paroi latérale opposée (fig. 39).

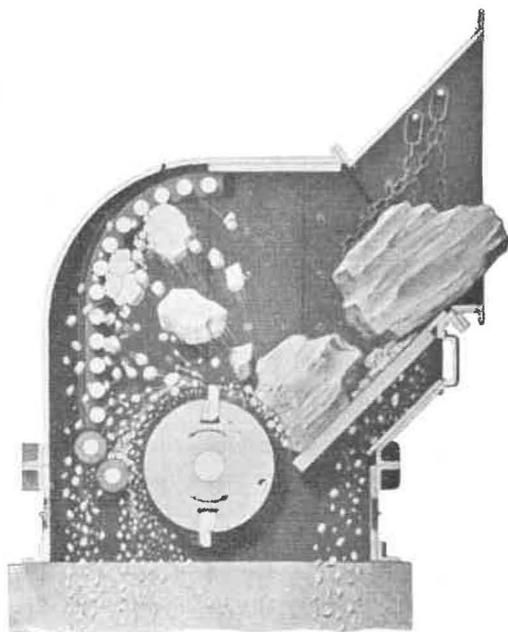


Fig. 39. — Schéma de fonctionnement du concasseur Rock Buster.

Les grains de dimensions convenables sortent du circuit très rapidement, les autres retombent sur les marteaux du rotor.

Les dimensions finales des grains peuvent être modifiées en changeant la vitesse de rotation du rotor ou par l'action de leviers qui agissent sur une tringlerie et qui permettent de faire varier la distance entre le rotor et les rouleaux fixes de paroi. Les leviers peuvent être manipulés lorsque le concasseur fonctionne.

La machine est pourvue d'un dispositif spécial de protection contre l'introduction de corps métalliques étrangers.

La puissance de ces concasseurs varie entre 60 et 250 ch dans le cas de concassage de charbon ; les débits horaires donnés par le constructeur sont de 65 à 300 tonnes.

Manipulateur de bobines de câble électrique.

Les manœuvres d'enroulement ou de déroulement des câbles électriques sur leur bobine peuvent être simplifiées par l'emploi de l'appareil représenté à la figure 40. Il est constitué d'un châssis métallique

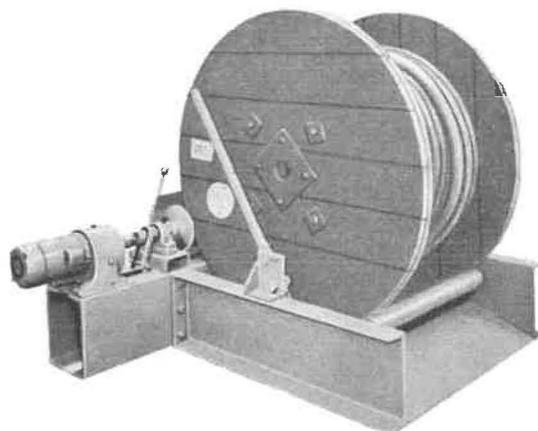


Fig. 40. — Appareil pour la manutention des bobines de câble électrique.

muni d'une tôle inclinée pour permettre l'entrée de la bobine. Un berceau basculant, muni à ses extrémités de deux rouleaux plats, peut pivoter autour d'un axe horizontal. Ce berceau est solidaire de deux leviers disposés de part et d'autre du châssis. Un seul de ces leviers est visible sur la figure, l'autre est caché par la bobine. Lorsque le levier est amené dans la position perpendiculaire au sol, le berceau pivote et le rouleau plat avant s'efface, la bobine peut alors être introduite ou retirée du berceau.

A l'arrière du châssis et disposé latéralement, se trouve un petit moteur électrique de 1 ch suivi d'un train d'engrenage et d'un débrayage à main. Ce moteur attaque un arbre pourvu de deux galets qui,

lorsqu'ils tournent, entraînent les parois de la bobine. La vitesse de rotation de l'arbre porteur des galets est de 36 tr/min.

Meule pour l'affutage des taillants.

Une meule d'un type nouveau, basée sur un procédé électrique et destinée au réaffutage des taillants en métal dur, était exposée par la firme Wickman. L'opération s'effectue sans contact mécanique entre le taillant et la meule (fig. 41).



Fig. 41. — Meule électrique Erodosharp pour l'affutage des taillants.

La meule est une roue en acier à la périphérie de laquelle sont creusées des fentes radiales qui jouent

le rôle de diélectrique entre la roue et le taillant. L'arc électrique entre ces deux éléments est entretenu par un film d'huile, tout contact mécanique du taillant avec la meule étant supprimé. Les particules de métal dur sont enlevées par simple décharge électrique. La roue a un diamètre de 0,23 m. Elle est entraînée par un petit moteur électrique de 1/3 ch.

Après un certain temps d'utilisation, les décharges électriques provoquent une légère usure des rainures de la meule. Cette usure est aisément corrigée. Il suffit de nettoyer la meule et de rectifier légèrement les surfaces usées à l'aide d'une pierre abrasive, la roue restant sur la meule.

Le poste de réaffutage comprend deux meules, chacune pourvue d'une table de travail sur laquelle est posé le taillant. La position de chacune des tables par rapport à la roue est réglée de façon à maintenir l'écartement voulu entre la table et la roue. La table peut être ajustée suivant le type de taillant à réaffuter. La variation angulaire permise est de l'ordre de 20°.

En agissant sur un sélecteur, la tension d'alimentation peut atteindre trois valeurs différentes correspondant à une taille grossière, moyenne ou fine.

D'après le constructeur, les taillants réaffutés par cette méthode auraient souvent une durée de vie plus longue, l'absence de contacts mécaniques supprimerait le danger d'apparition des fissures dans le métal dur.

Le prix d'achat d'une telle machine en Grande-Bretagne est de l'ordre de 650 £ ; étant donné le prix élevé et l'usure assez rapide des meules au diamant, cette nouvelle machine serait de loin plus économique.

Cette méthode ne requiert aucune habileté ni connaissance spéciale de la part de l'opérateur, la façon de travailler reste sensiblement la même que pour les méthodes classiques.

Ce procédé ne permet pas d'atteindre un degré de finesse de taille aussi précis que celui obtenu par la meule de diamant dans le cas des tailles très fines.

(à suivre)

Equilibrage des charges des câbles dans les extractions multicâbles

Situation actuelle des réalisations dans ce domaine (*)

par Dr. Ing. S. BAER,

Agrégé chargé de cours,
Ingénieur en Chef de la Gutehofnungshütte Sterkrade A. G.,
Oberhausen-Sterkrade.

SAMENVATTING

Het fundamenteel probleem bij ophaalinrichtingen met meervoudige kabels bestaat in de controle van de belastingsverdeling in de verschillende kabels. De mogelijke oplossingen voor de draagstukken van de meervoudige kabels gaan van de volledige compensatie der belastingen tot de uitsluiting van ieder compensatiesysteem.

Men kan gemakkelijk aantonen dat bij volledige compensatie der belastingen, de kabels in onverschillig evenwicht verkeren. Dit betekent dat de kabels zich, zelfs onder gelijke belasting, kunnen verplaatsen tijdens de trek, zonder noodzakelijk van lengte te veranderen.

De compensatoren worden dus in hun uiterste stand gedrongen, hetgeen hun werking uitschakelt. Aldus toont men door de aangehaalde voorbeelden aan dat de evenwichtsregeling bij vier kabels door driedvoudige hefbomen, afhangt van de hoogte en de breedte van de hefbomen en van hun hellingshoek. Deze afhankelijkheid van de belastingsregeling van de constructiekenmerken wordt vaak over het hoofd gezien.

Uit de praktische ervaring opgedaan bij de ophaalinrichting met vier kabels « Hannover », die sedert 1947 in bedrijf is, blijkt dat een volmaakte verdeling der belastingen niet noodzakelijk is. De controle uitgevoerd op verscheidene nieuwe inrichtingen heeft deze vaststelling bevestigd. Indien men ervan afziet stabilisatoren te gebruiken, komt men tot een merkelijke vereenvoudiging van de technische middelen. Onze opzoekingen hebben geleid tot de realisatie van een vereenvoudigd draagstuk dat een redelijke middenweg vormt tussen de constructiemogelijkheden en een voldoende vereffening der belastingen.

De berekening en de controle der belastingen op in dienst zijnde kabels duiden het tijdstip aan waarop het nodig is tussen te komen om de belastingen in evenwicht te brengen.

Bij de studie van nieuwe inrichtingen beschikt men aldus over gegevens die toelaten de doormeter van de Koepe-schijf, de bekleding van de kelen, het aantal kabels en draagstukken te bepalen ten einde een bedrijfszekere werking te kunnen waarborgen.

De controle der trekken, door middel van registrerende meetapparaten, geeft betrouwbare inlichtingen over het verloop der belastingen in de verschillende kabels tijdens de trek. Dit meetsysteem kan eveneens benut worden om de incidenten te bestuderen die door een plotse remming kunnen veroorzaakt worden.

De bereikte resultaten zijn een mooi voorbeeld van hetgeen men kan bereiken bij de oplossing van technische problemen door de theoretische kennis, de mogelijkheden van de constructie en de praktische ervaring samen te bundelen.

RESUME

Le problème fondamental dans une extraction multicâble réside dans le contrôle des différences de charges dans les câbles. Les solutions possibles des attelages multicâbles vont de la compensation parfaite des charges jusqu'à la suppression de tout système de compensation.

(*) Cet article paraît simultanément dans le n° 24, 1959 de la revue « Glückauf ».

On peut démontrer facilement que, mécaniquement dans un équilibrage parfait des charges, les câbles sont en équilibre indifférent. Cela signifie cependant que les câbles, même sous une charge égale, peuvent se déplacer au cours de l'extraction, sans nécessairement changer de longueur. De ce fait, les compensateurs sont amenés à leur position extrême, ce qui les rend inefficaces.

La stabilisation d'un tel système exige des mesures spéciales, qui s'écartent du parfait équilibre des forces et introduisent des différences de charges dans les câbles. Dans ce cas, on établit par les exemples proposés que l'équilibrage des charges dans le système à triple levier angulaire, pour la suspension à quatre câbles, dépend de la hauteur et de la largeur des leviers angulaires et de leur angle d'inclinaison. Souvent, la dépendance de l'équilibrage des charges de ces caractéristiques de construction n'est pas reconnue.

D'après les expériences pratiques acquises dans l'installation d'extraction à quatre câbles de « Hannover » qui fonctionne depuis 1947, on a établi que l'équilibrage parfait des charges n'est pas indispensable. Les contrôles exercés dans plusieurs nouvelles installations ont confirmé cette constatation. Si on renonce à l'emploi d'un stabilisateur quelconque, on obtient une simplification notable des moyens techniques. Nos travaux de recherche nous ont conduits à la réalisation d'un attelage simplifié dans le but de trouver un juste milieu entre les possibilités de construction et l'équilibrage suffisant des charges dans les câbles.

Les calculs et le contrôle des charges sur les câbles en service indiquent le moment où une intervention est nécessaire pour égaliser les charges.

Pour l'étude de nouvelles installations, on dispose ainsi de données d'après lesquelles on détermine par exemple le diamètre de la poulie Koepe, la garniture des gorges, le nombre des câbles et l'attelage, pour garantir un service d'extraction sans incidents.

Les cordées, contrôlées avec des appareils de mesures enregistreurs, donnent des renseignements exacts sur le comportement des charges dans les différents câbles pendant la cordée. Ce procédé de mesure peut aussi être utilisé pour étudier les incidents provoqués par un freinage brusque.

Dans l'ensemble, les recherches exécutées sont un bel exemple des résultats qu'on peut obtenir dans des mises au point techniques en conjuguant les connaissances théoriques, les possibilités de la construction et l'expérience pratique.

Introduction.

Si nous considérons le développement technique des élévateurs et de l'extraction par puits, nous faisons une constatation surprenante du point de vue de l'ingénieur. Jusqu'à ces dernières années, le système multicâble pour les élévateurs et le système monocâble pour les machines d'extraction par puits ont été considérés comme les solutions idéales. Mais étant donné l'augmentation des charges utiles et la profondeur toujours croissante des travaux d'exploitation, nous avons été amenés à répartir la section transversale d'un câble sur plusieurs câbles ou bien à exécuter l'extraction, par reprises, en plusieurs étapes.

Le passage au système d'extraction multicâble a été facilité en Allemagne par le fait que l'extraction par poulie Koepe est la plus usitée. Comme on le sait, l'extraction par tambour ne se prête que difficilement au principe de l'extraction multicâble. En Allemagne, la première installation d'extraction par poulie Koepe a été construite en 1878 pour le siège de Hannover à Bochum-Hordel. La première machine quadricâble a été installée à cette même mine en décembre 1947. C'était la première application du principe multicâble à l'extraction du charbon à grande profondeur et à grande vitesse avec une charge utile élevée [5] (*).

(*) Les chiffres entre parenthèses se rapportent à la bibliographie à la fin de cet ouvrage.

Entretemps, de nombreuses autres machines multicâbles ont été mises en service dans les conditions suivantes [1] :

- grande profondeur
- charge utile élevée
- grande vitesse d'extraction.

En outre, on a établi que ce mode d'extraction peut être avantageux également pour des profondeurs et des charges faibles. Pour cette raison, le nombre de machines multicâbles nouvellement commandées dépasse déjà de beaucoup celui de machines monocâbles.

Cependant, l'augmentation de la charge utile, de la profondeur et de la vitesse des câbles dans l'extraction par puits soulève quelques problèmes auxquels les connaissances acquises dans la construction d'élévateurs ne peuvent faire face. Lors de l'exécution de la première installation d'extraction quadricâble, il a fallu soumettre ces problèmes à un examen théorique approfondi et leurs solutions constructives à des épreuves pratiques très surveillées [2] [3].

Equilibrage des charges des câbles.

La compensation d'une différence possible de charge entre les câbles est la condition essentielle d'une extraction multicâble [6].

Les légères différences inévitables dans la profondeur des gorges des poulies et l'avancement inégal

des câbles qui en résulte donnent lieu à des différences de charge dans les câbles. Celles-ci peuvent encore résulter d'une différence dans les caractéristiques élastiques des câbles (module d'élasticité). Pour pallier ces influences, on pose simultanément des câbles d'une même fabrication.

Si par exemple, à la suite d'un dommage mécanique occasionné par la chute d'un objet dans le puits, un seul câble devait être remplacé, il serait possible de régler son élasticité sur celle des « anciens » câbles par un étirement progressif en contrôlant sa propre charge.

On n'a pas encore eu l'occasion d'utiliser ce procédé car jusqu'à présent aucun câble n'a fait défaut.

Enfin, il est possible que les câbles s'allongent différemment au cours de l'extraction, ce qui amène également des différences dans les charges reprises par les câbles.

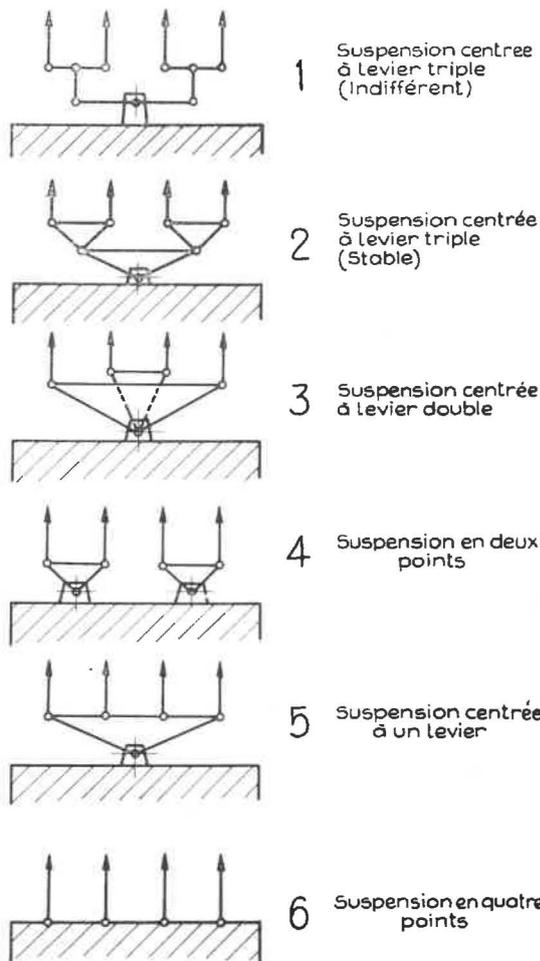


Fig. 1. — Attelages multicâbles pour cages et skips.

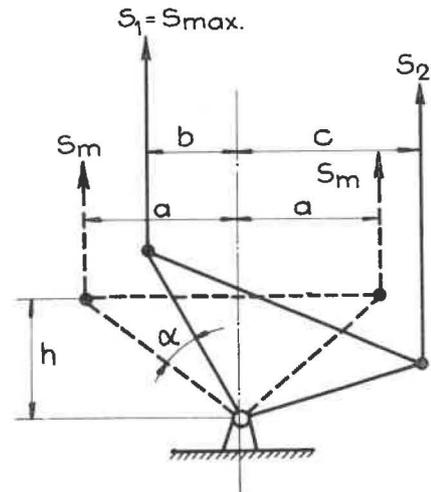
Ces considérations conduisent aux 6 solutions fondamentales représentées schématiquement sur la figure 1. On peut, évidemment, envisager quelques variantes mais, en ce qui concerne la mécanique de l'équilibrage, elles se rangent toutes dans ces 6 catégories. Ces 6 solutions fondamentales couvrent le

domaine du « parfait équilibre des charges des câbles » depuis le schéma 1, si l'on fait abstraction du frottement aux pivots des leviers, jusqu'à l'exemple 6 où l'on renonce à toute compensation.

On peut démontrer facilement que mécaniquement, dans un parfait équilibrage des charges d'après le schéma 1, les câbles sont en équilibre indifférent [2].

Malgré une charge égale, les câbles peuvent se déplacer sans subir nécessairement un changement de longueur pendant l'extraction et par là, amener les compensateurs dans la position extrême et les rendre inefficaces. La stabilisation d'un tel système exige donc des mesures spéciales ; on doit s'écarter du parfait équilibre et introduire des différences dans la charge des câbles. Par exemple, une telle stabilisation est possible si l'on remplace les « fléaux de balance » du système 1 par les « leviers angulaires » du système 2.

Sur les figures 2 et 3, on peut voir combien les différences de charges augmentent dans l'emploi de



Equilibre des moments au levier quand :

$$S_1 b = S_2 c$$

S_1 n'est égal à S_2 que si $b = c = a$.
Si le levier pivote de l'angle α , on a :

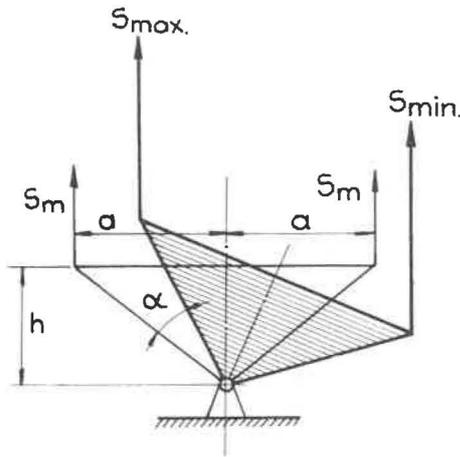
$$b = a \cos \alpha - h \sin \alpha$$

$$c = a \cos \alpha + h \sin \alpha$$

Avec ces valeurs pour b et c , on obtient :

$\frac{S_1}{S_2} = \frac{S_{\max}}{S_{\min}} = \frac{a + h \operatorname{tg} \alpha}{a - h \operatorname{tg} \alpha}$
$\frac{S_1}{S_m} = \frac{S_{\max}}{S_m} = \frac{a + h \operatorname{tg} \alpha}{a}$
$S_m = \frac{S_1 + S_2}{2}$

Fig. 2. — Forces au levier angulaire.



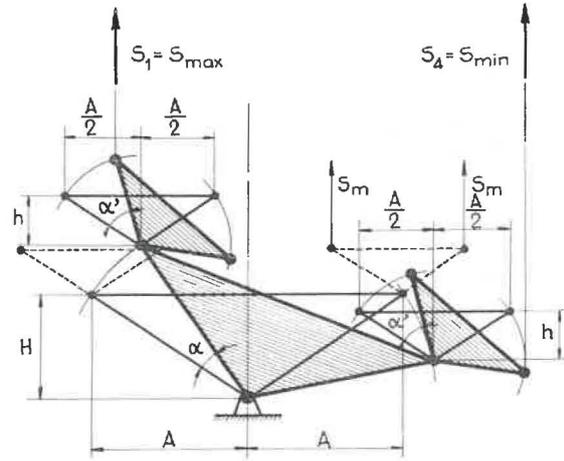
$a = 295 \text{ mm}$ $b = 235 \text{ mm}$
 $\alpha = 24^\circ 30'$ $\text{tg } \alpha = 0,4557$
 $b \text{ tg } \alpha = 107,09$

$$\frac{S_1}{S_2} = \frac{S_{\max}}{S_{\min}} = \frac{a + b \text{ tg } \alpha}{a - b \text{ tg } \alpha} = \frac{295 + 107,9}{295 - 107,9} = 2,14$$

$$\frac{S_1}{S_m} = \frac{S_{\max}}{S_m} = \frac{a + b \text{ tg } \alpha}{a} = \frac{295 + 107,9}{295} = 1,365$$

Fig. 2 bis. — Exemple numérique pour la figure 2.

leviers angulaires selon les modèles 2, 3 et 4, en fonction de l'angle de déviation et des dimensions des leviers angulaires (hauteur et largeur). La dé-



$A = 410 \text{ mm}$ $\alpha = 20^\circ 30'$ $\text{tg } \alpha = 0,3739$
 $H = 285 \text{ mm}$ $\alpha' = 39^\circ 30'$ $\text{tg } \alpha' = 0,8243$
 $h = 130 \text{ mm}$

$$\frac{S_{\max}}{S_{\min}} = \frac{(A + H \text{ tg } \alpha)(A + 2h \text{ tg } \alpha')}{(A - H \text{ tg } \alpha)(A - 2h \text{ tg } \alpha')} = \frac{(410 + 285 \times 0,3739)(410 + 2 \times 130 \times 0,8243)}{(410 - 285 \times 0,3739)(410 - 2 \times 130 \times 0,8243)}$$

$$= \frac{516,5 \times 624}{303,5 \times 196} = 5,42$$

$$\frac{S_{\max}}{S_m} = \frac{A + H \text{ tg } \alpha}{A} \times \frac{\frac{A}{2} + h \text{ tg } \alpha'}{\frac{A}{2}} = \frac{516,5 \times 312}{410 \times 205} = 1,92$$

Fig. 3 bis. — Exemple numérique pour la fig. 3.

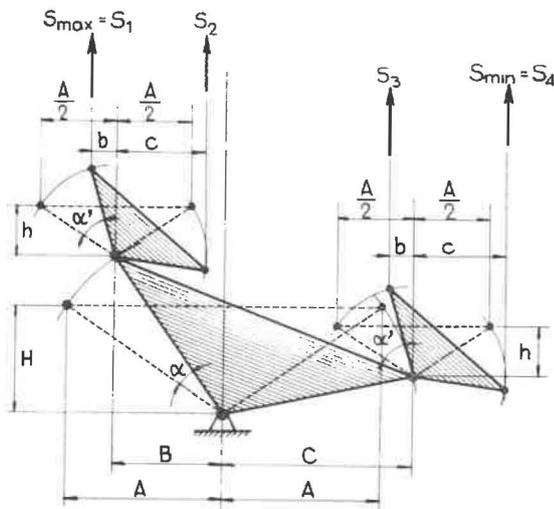
pendance de l'équilibrage des charges dans les câbles, des caractéristiques énoncées ci-dessus n'est généralement pas reconnue.

L'augmentation de h/a et H/A altère l'équilibrage des charges dans les câbles. Pour les exemples numériques sous les figures 2 et 3, on a calculé les rapports $S_{\max} : S_{\min}$ et $S_{\max} : S_m$ pour des données de constructions supposées et pour des angles de déviation maximum α et α' (fig. 2bis et 3bis).

L'inclinaison présentée par les leviers angulaires peut être provoquée par une progression différente des câbles à la suite d'une différence de profondeur des gorges de la poulie ou bien par une différence de la longueur des câbles.

Dans les attelages multicâbles d'après les systèmes 3 et 4 de la figure 1, les câbles sont attelés deux à deux à un levier angulaire. Dans le modèle 3, les 4 câbles sont réunis en une suspension centrée, tandis que dans le modèle 4, la suspension est assurée en deux points.

Dans les systèmes de suspension en plusieurs points, tels qu'on les voit dans les types 4 et 6, des tensions différentes dans les câbles exercent une poussée sur la cage ou le skip, qui doit être neutralisée par une poussée contraire s'exerçant sur la face frontale des guidonnages. Ceci donne lieu, quand on emploie des mains courantes rigides, à une usure plus rapide de celles-ci et des guidonnages ; quand on emploie des guides élastiques, à une sollicitation plus élevée des bandages ; et, quand on emploie des



$$\frac{S_1}{S_4} = \frac{S_{\max}}{S_{\min}} = \frac{(A + H \text{ tg } \alpha)(A + 2h \text{ tg } \alpha')}{(A - H \text{ tg } \alpha)(A - 2h \text{ tg } \alpha')}$$

$$\frac{S_1}{S_m} = \frac{S_{\max}}{S_m} = \frac{A + H \text{ tg } \alpha}{A} \times \frac{\frac{A}{2} + h \text{ tg } \alpha'}{\frac{A}{2}}$$

$$S_m = \frac{S_1 + S_2 + S_3 + S_4}{4}$$

Fig. 3. — Forces au levier triple.

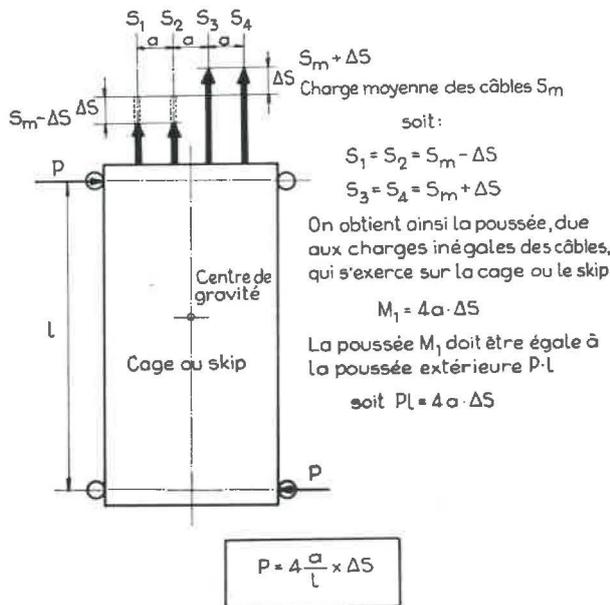


Fig. 4. — Poussée normale sur les guidonnages, due aux différentes charges des câbles en cas de suspension en quatre points.

guidages par câbles, à une déviation de ces câbles de guidage. Dans le cas où les quatre câbles sont directement fixés à la cage ou au skip (fig. 1 type 6), les pressions normales exercées sur les guidonnages sont données à la figure 4. On a supposé que la différence de charges ΔS rapportée à la charge moyenne S_m des câbles est, en valeur absolue, égale pour les 4 câbles. Dans le cas le plus défavorable, les deux câbles à gauche de l'axe de gravité ont une différence de charge négative et les deux câbles à droite de l'axe ont une différence positive. Pour une différence de charge donnée, c'est dans ces conditions qu'on obtient la valeur maximum de la pression normale exercée sur les guidages supérieur et

$$P = 4 \frac{a}{l} \Delta S$$

Exemple numérique

$a = 0,4 \text{ m}$, $l = 16 \text{ m}$, $S_m = 14,35 \text{ t}$

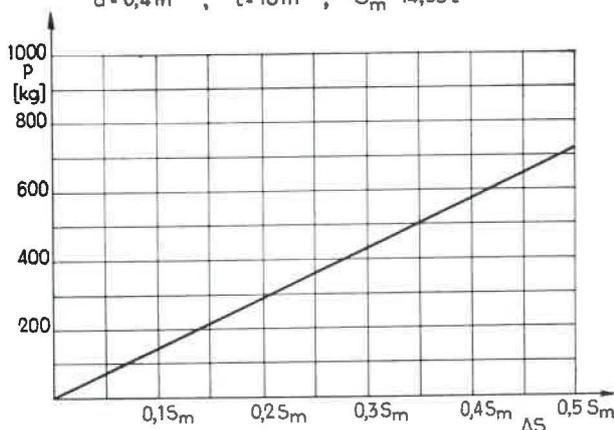


Fig. 5. — Exemple numérique de la poussée normale P sur les guidonnages à la suite de charges différentes en cas de suspension en quatre points.

inférieur de la cage ou du skip. La figure 5 donne un exemple numérique.

La suspension centrée a l'avantage de supprimer les contre-coups sur le guidonnage, quand les câbles sont différemment chargés.

Dans le type 5 de la figure 1, on a trouvé un juste milieu entre les dépenses de construction et un équilibre suffisant des charges dans les câbles. Les éléments d'assemblage nécessaires à la suspension centrée peuvent être exactement calculés et dimensionnés, ce qui permet d'éviter, comparativement au type 6, une diminution de la sécurité de service. Les calculs établis par la Gutehoffnungshütte Sterkrade A.G., les mesurages des charges exécutés sur les câbles et les longues années de service sans incidents ont démontré qu'il n'est pas absolument nécessaire d'utiliser des dispositifs d'équilibrage très coûteux pour compenser les différences de charges dans les câbles. Cette constatation a conduit à la mise au point d'attaches simplifiées du type 5 de la figure 1. La figure 6 montre de tels attaches pour deux, trois et quatre câbles [2].

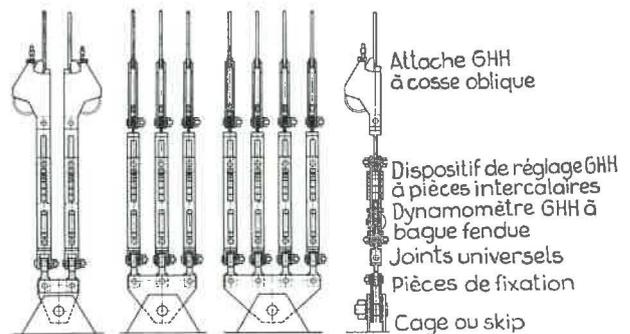


Fig. 6. — Attaches pour l'extraction multicâble.

Les attaches fixant les câbles d'extraction aux cages ou skips se composent des attaches d'autoserrage à cosse oblique, des dispositifs de réglage rapide par pièces intercalaires, des dynamomètres à bague fendue, des joints universels et d'un levier angulaire. Ce levier angulaire est fixé au centre par un axe à la cage ou au skip.

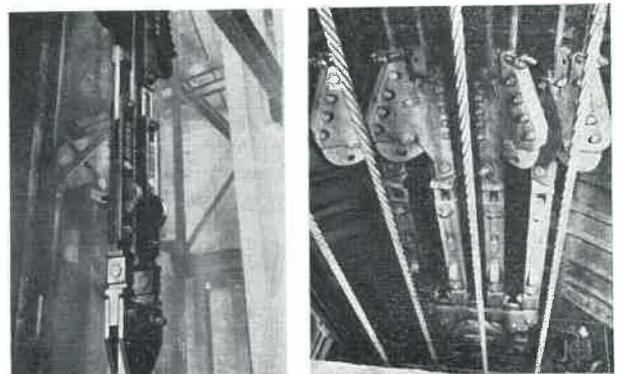


Fig. 7. — Attaches pour l'extraction multicâble.

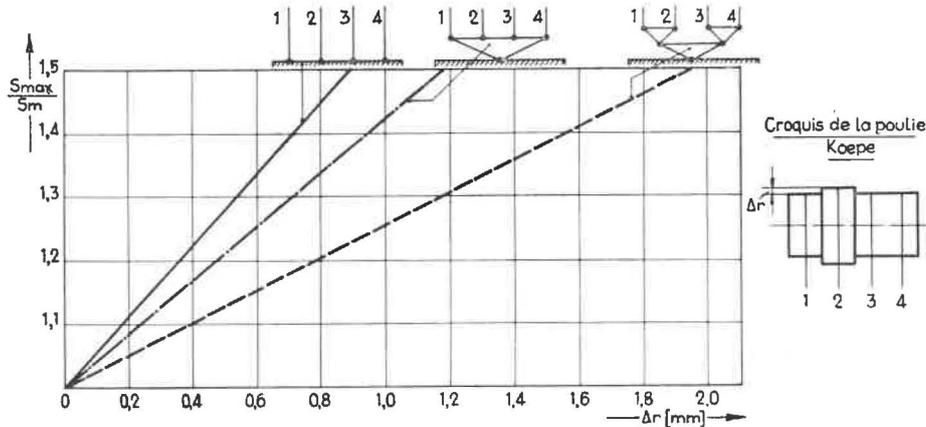


Fig. 8. — Calcul des relations des charges de câbles $S_{max} : S_m$ en fonction des différences dans les rayons Δ_r de la poulie Koepe pour différents attelages quadricâbles en cas de garnitures des gorges rigides.

La figure 7 montre les attelages d'un système d'extraction à deux et quatre câbles en état de service.

Les considérations théoriques [6] et les expériences pratiques acquises en service dans le domaine de l'extraction multicâble fournissent les données qui permettent de déterminer par exemple le diamètre de la poulie Koepe, la garniture des gorges, le nombre des câbles et l'attelage, afin d'obtenir un service d'extraction irréprochable. Des erreurs de calcul peuvent occasionner une usure plus rapide des câbles et de la garniture des gorges, ainsi que l'ont démontré certaines expériences de services allemandes et étrangères.

Le rapport des charges des câbles calculé entre la charge maximum S_{max} et la charge moyenne S_m , dépendant de la différence des rayons Δ_r de la poulie Koepe, fournit une base essentielle pour l'étude d'extractions multicâbles. La figure 8 donne un exemple d'une telle étude. Les indices donnés ne sont valables cependant que pour l'exemple traité et doivent pour chaque cas faire l'objet de nouvelles recherches. Dans l'exemple choisi, le câble 2 est le plus chargé, étant donné que le diamètre intérieur de la gorge dans laquelle passe ce câble est plus grand que les 3 autres (voir schéma sur la figure 8). La valeur maximum de la charge des câbles est atteinte lors de la montée de la cage ou du skip chargé au moment de son arrivée à la recette du jour.

La figure 9 montre, par exemple, les charges dans les câbles mesurées à l'aide de dynamomètres à bague fendue dans le cas d'un skip chargé, en arrêt à la recette du jour. On a fait une distinction entre la charge moyenne S'_m des câbles, résultant du calcul des charges statiques. Cette distinction est recommandable car les différents poids en vrac ou les différents pourcentages de stériles contenus dans le charbon entraînent des différences qui pourraient masquer les influences recherchées.

Outre ces charges statiques supplémentaires, déterminées par les particularités de l'extraction multi-

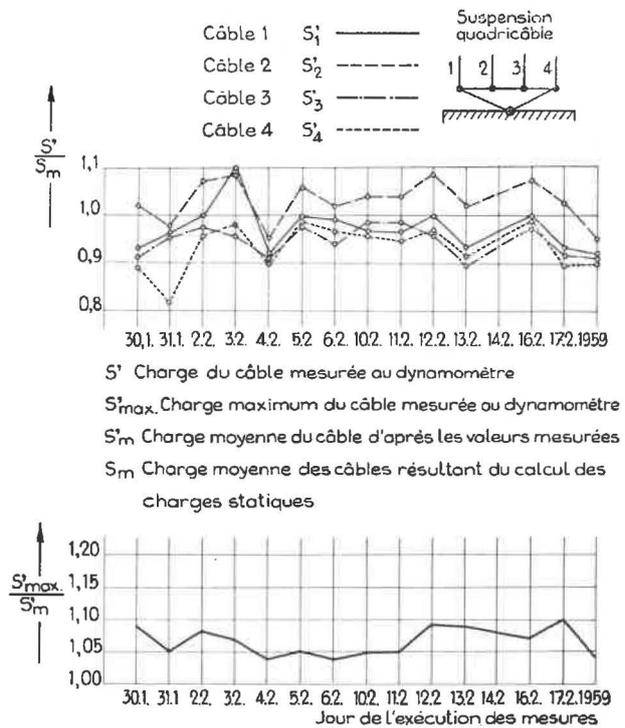


Fig. 9. — Charges de câbles S' mesurées aux dynamomètres à bague fendue pour un skip chargé, en arrêt à la recette du jour.

câble, des charges dynamiques agissant sur les câbles lors de l'accélération et de la décélération apparaissent indifféremment dans les systèmes multicâbles et monocâbles. Ces charges dynamiques supplémentaires, occasionnées par lesdites accélérations, ne présentent aucune particularité par rapport au système d'extraction monocâble.

Il en est de même pour les oscillations longitudinales des câbles dans les installations d'extraction par puits. D'après les résultats d'essais [7] [4], on distingue deux sortes d'oscillations :

1) les oscillations libres s'amortissant peu à peu, auxquelles la cage (ou le skip) attelée au câble élastique est soumise à la suite du choc de freinage lors

de l'arrêt et du changement de palier à la recette du fond ou du jour ;

2) les oscillations forcées, causées par des forces périodiques pendant la marche.

S'il y a concordance entre la fréquence des effets périodiques et la fréquence propre du système d'extraction, les oscillations forcées peuvent être très importantes. Cette dernière éventualité a cependant perdu de son importance depuis l'utilisation des machines d'extraction électriques.

Au-delà des mesurages de service dont les résultats sont donnés à la figure 9, les mesurages des charges dans les câbles exécutés pendant la marche permettent une appréciation plus sûre de la mécanique de l'équilibrage des charges et donnent des informations sur les charges dynamiques supplémentaires et les oscillations des câbles.

Pour enregistrer les charges qui apparaissent pendant la cordée, on adapte l'enregistreur 5 (fig. 10) au dynamomètre à bague fendue.

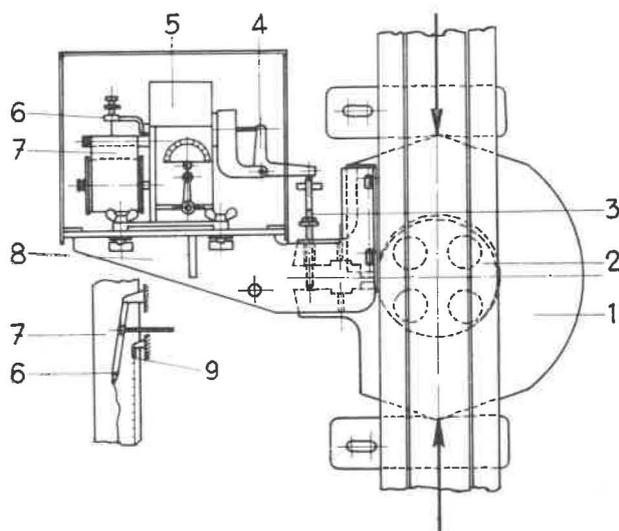


Fig. 10. — Dynamomètre à bague fendue avec appareil enregistreur.

1. corps annulaire fendu.
2. pièce de remplissage
3. tige filetée
4. levier coudé
5. enregistreur
6. levier marquant la charge du dynamomètre
7. ruban enregistreur en papier ciré
8. support
9. stylet marquant le temps et la position dans le puits.

Le corps annulaire fendu I est pressé par la charge du câble et reporte son mouvement grâce à une tige filetée 3 et un levier coudé 4 sur un levier 6. Celui-ci trace ce mouvement sur une bande de papier ciré 7. Un fort ressort de rappel au levier du stylet assure le contact ferme des différents éléments conducteurs situés entre le levier qui marque la charge et la bague fendue du dynamomètre.

Etant donné que la charge sur le dynamomètre à bague fendue en service ne peut pas être connue de prime abord, la fente du dynamomètre est mesu-

rée à l'aide d'un gabarit micrométrique afin de déterminer la position de départ du stylet. Pour interpréter les mesures, on peut par la suite tracer la ligne de charge zéro sur la bande de papier ciré. Il est même recommandable de tracer d'autres lignes de références parallèles à la ligne zéro en fonction de la courbe d'étalonnage. Ceci permet une lecture directe des charges sur la bande enregistrée. Il est possible d'adapter au stylet 9 un enregistreur électrique approprié qui marque le temps et la position dans le puits.

Lors des mesurages, une montre électrique donne une impulsion toutes les secondes à chacun des quatre appareils. La position de la cage dans le puits est enregistrée sur une seule bande, mais peut très facilement être reportée sur les autres bandes, à l'aide des indications de temps. Une roue, roulant le long des guidonnages, donne au deuxième stylet les indications de position dans le puits.

Les oscillations du dynamomètre à bague fendue sont faibles. Pour obtenir des bandes de mesure faciles à interpréter, l'appareil enregistreur amplifie les oscillations du dynamomètre dans un rapport d'environ 1 à 18.

A l'aide de ce dispositif de mesure, on a, entre autres, fait des recherches sur le glissement des câbles dans les gorges de la poulie Koepe, provoqué par un brusque freinage manuel exécuté volontairement. Les bandes de mesure d'un tel incident sont représentées sur la figure 1. On voit l'allure de la courbe des charges pendant toute la cordée, depuis l'étage de 600 m jusqu'à la surface. Le skip n'était pas chargé et la vitesse de montée fut de 16 m/s.

Avant le départ du skip vide à la recette du fond, les charges suivantes ont été mesurées au dynamomètre :

Câble n°	1	2	3	4
Charge (t)	6,0	7,0	6,5	5,5

L'accélération au départ de la recette du fond occasionne une augmentation de charge dans les différents câbles. L'augmentation de charge pendant la cordée, due au poids grandissant du câble d'équilibre, ne se répartit pas régulièrement sur les quatre câbles. Les câbles 1 et 4 accusent une forte augmentation de la charge mesurée au dynamomètre, tandis que les câbles 2 et 3 dans la zone de 550 à 50 m montrent une charge à peu près constante. Ces augmentations inégales des charges sont occasionnées par des différences dans la profondeur des gorges sur la poulie Koepe.

Le freinage commence à une profondeur de 50 m. On reconnaît aisément l'oscillation verticale, engendrée dans les quatre câbles par la décélération. La

forte diminution des charges dans les quatre câbles 1,5 s avant l'arrêt à la recette du jour est provoquée par le freinage brusque. Les oscillations engendrées par ce freinage ont, de ce fait, une forte amplitude. Après l'arrêt, les oscillations cessent rapidement d'elles-mêmes.

Après cessation des oscillations, on a mesuré aux dynamomètres les charges suivantes :

Câble n°	1	2	3	4
Charge (t)	10,0	11,3	9,5	9,0

Avant le freinage, à une profondeur de 60 m, les charges dans les câbles étaient respectivement :

Câble n°	1	2	3	4
Charge (t)	11,5	8,0	8,3	10,0

En comparant les valeurs des charges après l'arrêt à celles mesurées à 60 m de profondeur, on obtient les différences suivantes :

Câble n°	1	2	3	4
Charge (t)	-1,5	+3,3	+1,2	-1,0

Ces différences de charges dans la zone mentionnée ci-dessus peuvent avoir les causes suivantes :

- 1) Influence du poids du câble d'équilibre ;
- 2) Influence des profondeurs inégales des gorges sur la poulie Koepe ;
- 3) Glissement du câble.

Si l'influence du poids du câble d'équilibre était seule en cause, les différences devraient être égales pour tous les câbles. Dans ce cas, le calcul donne pour une course de 60 m un accroissement de 0,5 t par câble.

Des différences dans les profondeurs des gorges provoqueraient un changement continu des charges mesurées, pour autant que l'adhérence des câbles sur la poulie reste assurée.

On constate cependant une irrégularité dans l'allure de la courbe des charges. Celle-ci est bien apparente sur les parties hachurées du diagramme figure 11. Dans la période de 115 à 125 s, une oscillation verticale ayant une fréquence d'environ 0,2 Hz apparaît pendant la marche de la poulie Koepe. La position moyenne de cette oscillation est indiquée sur les diagrammes en traits mixtes. Apparemment, cette position moyenne semble déplacée par rapport à la position moyenne de l'oscillation d'environ 0,8 Hz qui apparaît quand la poulie est fortement freinée.

Les irrégularités mentionnées plus haut se manifestent alors. Le câble 2 s'en ressent tout particulièrement et on constate qu'il a glissé sur la poulie au cours de cette période. Le diagramme du câble 3 montre par contre clairement que ce câble n'a pas glissé sur la poulie, tandis que le comportement des câbles 1 et 4 ne peut pas être établi aussi clairement.

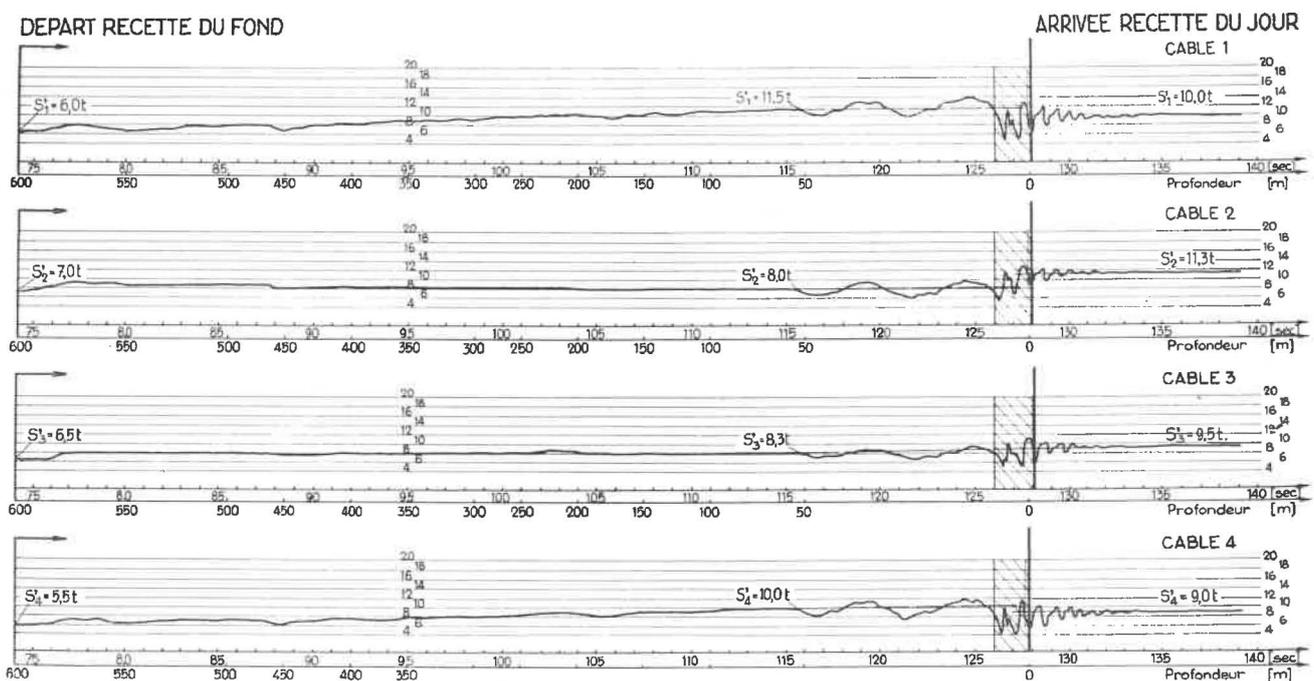


Fig. 11. — Allure des charges de câble durant une cordée (montée), vitesse 16 m/s, freinage brusque à la recette du jour. Durant cette cordée de mesure, le skip était vide.

Nous soulignons que la courbe des charges n'a l'allure représentée à la figure 11 qu'en cas de freinage brusque. Dans l'extraction automatique notamment, ces forces dynamiques additionnelles ont beaucoup moins d'importance.

La présentation de cette figure 11 a aussi pour but de montrer que ce procédé de mesurage permet d'analyser des cas particuliers semblables.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] ANDERHEGGEN, Erwin: Der Ausbau der Zeche Friedrich Heinrich für eine Jahresförderung von drei Millionen Tonnen.
(La reconstruction du siège Friedrich Heinrich pour une production annuelle de 3.000.000 de tonnes).
Glückauf 93 (1957) p. 1373-1393.
- [2] BAER, Siegfried: Der Ausgleich der Seilkräfte bei Mehrseilförderungen.
(La compensation des efforts dans les câbles dans des installations multicâbles).
Glückauf 89 (1953) p. 1253-1265.
Extraits des travaux de recherches de la Gutehoffnungshütte, Usine de Sterkrade, Série Minière, Imprimé n° 16, Oberhausen 1953.
- [3] BAER, Siegfried: Sonderfragen der Mehrseilförderung. (Questions particulières posées par l'extraction multicâble).
Glückauf 92 (1956) p. 637-646; Extraits des travaux de recherches de la Gutehoffnungshütte Sterkrade A.G., Usine de Sterkrade, Série Minière, Imprimé n° 19, Oberhausen 1956.
- [4] BAER, Siegfried: Die Verbindung zwischen Förderseil und Klemmkausche unter statischer und dynamischer Belastung.
(La connexion entre câbles et attache sous les efforts statiques et dynamiques).
Glückauf 94 (1958) p. 1289-1303; Extraits des Travaux de recherches de la Gutehoffnungshütte Sterkrade A.G., Usine de Sterkrade, Série Minière, Imprimé n° 26, Oberhausen 1958.
- [5] LANGE, Fritz: Die Vierseilförderung, Essen.
(L'extraction à quatre câbles, Essen).
Edition Glückauf 1952.
- [6] METTLER, Eberhard: Ueber Seilkraftausgleich bei Vierseilförderungen.
(Sur la compensation des charges des câbles dans les installations d'extraction multicâbles).
Extraits des travaux de recherches de la Gutehoffnungshütte Sterkrade A.G., Usine de Sterkrade, Série Minière, Imprimé n° 21, Oberhausen 1956.
- [7] METTLER, Eberhard et BAER Siegfried: Ueber Seil-schwingungen in Schachtförderanlagen.
(Sur les oscillations des câbles dans les installations d'extraction par puits).
Glückauf 85 (1949) p. 849-861.
Extraits des Travaux de recherches de la Gutehoffnungshütte, Usine de Sterkrade, Série Minière, Imprimé n° 5, Oberhausen 1959.

PHOTOS

Archive de la Gutehoffnungshütte, Sterkrade A.G., Usine de Sterkrade.

L'Industrie Minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi en 1958

A. VAES,

Directeur-Chef de Service à la Direction des Mines.

TABLE DES MATIERES

	Pages
CHAPITRE I. — Productions Minières	
I. — Nomenclature des exploitations minières	1092
II. — Répartition des exploitations minières par Province et par Substance	1093
III. — Aperçu sur la production minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi	1095
IV. — Evolution de la production des principaux minerais	1097
V. — Volume pondéré de la production minière	1101
VI. — Cours des métaux	1102
VII. — Valeur de la production minière	1103
VIII. — Situation des exploitations	1105
CHAPITRE II. — Usines de Traitement	1107
CHAPITRE III. — Carrières - Fours à chaux - Cimenteries	
A. — Carrières	1111
B. — Chaux	1112
C. — Cimenteries	1113
CHAPITRE IV. — Explosifs	1113
CHAPITRE V. — Centre de Recherches Minières à Bukavu	1114
CHAPITRE VI. — Main-d'œuvre	
I. — Situation	1115
II. — Productivité de la main-d'œuvre	1116
III. — Variation de l'indice de la productivité en volume entre les années 1948 et 1958	1120
IV. — Récapitulation	1121

CHAPITRE I.

PRODUCTION MINIERE

I. — NOMENCLATURE DES EXPLOITATIONS MINIERES

Par rapport à l'année 1957, il n'y a pas eu de grands changements dans la nomenclature des entreprises du Congo Belge et du Ruanda-Urundi qui exploitent des mines.

Dans la Province de Léopoldville, il faut signaler que le Syndicat Bamoco n'a plus fait d'exploitation d'essai de minerai de plomb-vanadium, et qu'en août 1958, la Société des Bitumes et Asphaltes du Congo ou Sobiasco a cessé son extraction de sables bitumineux en concession Forminière au Mayumbe.

Dans la Province du Kivu, M^{me} Bracco a exploité de l'or pendant quelques mois seulement.

Au Kasai, il n'y a plus eu d'extraction aurifère pour compte de la Minière du Bécéka.

Au Ruanda-Urundi enfin, le nombre et l'activité des colons miniers ont encore diminué.

Voici la liste des exploitations minières qui furent actives en 1958, réparties à travers le Congo Belge :

1°) *Exploitations Aurifères du Nord-Est (Province Orientale) :*

- Société des Mines d'Or de Kilo-Moto (K.M.)
- Société Forestière et Minière du Congo ou Forminière (Fo)
- Société Minière de l'Aruwimi-Ituri (S.M.A.I.)
- Société Minière du Nepoko (Mineko)
- Compagnie Minière du Congo Belge (Mincobel)
- Société Minière du Congo Septentrional (Sominor).

C'est la Société Minière de la Tele qui exploite le gisement filonien d'Adumbi pour la Forminière et supervise les exploitations alluvionnaires faites pour celle-ci, pour S.M.A.I. et Mineko, par des colons et par des Congolais.

L'orpaillage par des habitants de la région est devenu le mode d'extraction unique utilisé par Mincobel et Sominor.

2°) *Exploitations Aurifères et Stannifères de l'Est avec passes à wolfram, colombo-tantalite et éventuellement béryl :*

AU KIVU :

- Compagnie Minière des Grands Lacs Africains (M.G.L.)
- Comité National du Kivu (C.N.Ki.)
- Les exploitations de la M.G.L. et du C.N.Ki. empiètent légèrement sur le District Administratif de l'Ituri (Territoires de Mambasa et Bunia) dans la Province Orientale.

AU MANIEMA :

- M^{me} Bracco
- Société Minière de la Belgika (Belgikamines)
- Les Mines d'Or et d'Étain de Kindu (Kinorétain)
- Société Minière du Lualaba (Miluba)
- Société Minière de l'Urega (Minerga)
- Société Minière Cololacs (Col.)
- Symétain (Sym.)
- Comité National du Kivu (C.N.Ki.)

pour qui exploite la Société Cobelmin (Cob.)

3°) *Exploitations stannifères du Katanga - avec récupération de colombo-tantalite :*

- Compagnie Géologique et Minière des Ingénieurs et Industriels Belges (Géomines)
- Société d'Exploitation et de Recherches Minières au Katanga (Sermikat)

Il est à noter que la Géomines élabore l'étain métal dans sa fonderie de Manono ; non seulement elle y traite sa production entière de cassitérite, mais également de la cassitérite lui confiée par d'autres producteurs.

4°) *Exploitations Diamantifères du Kasai :*

- Société Forestière et Minière du Congo ou Forminière
- Société Minière de Luebo
- Société Minière du Kasai
- Société Minière de la Lueta
- Société Minière du Bécéka

C'est la Forminière qui exploite pour tous ces concessionnaires.

5°) *Exploitations du Groupe du Cuivre au Katanga :*

- Union Minière du Haut Katanga (U.M.H.K.)

A noter le nom de la Société Métallurgique au Katanga ou Métalkat, qui fait l'électrometallurgie d'une partie du minerai de zinc extrait par l'Union Minière ; elle est aussi le producteur final du cadmium et assure l'enrichissement des concentrés germanifères.

6°) *Exploitations de minerai de manganèse au Katanga :*

- Bécéka Manganèse
- Société de Recherches Minières au Sud du Katanga (Sudkat).

7°) *Exploitations de charbon au Katanga :*

- Charbonnages de la Luena
- Société des Charbons de la Lukuga.

8°) Exploitations de salines au Katanga à Nguba.

9°) Exploitations de roches bitumineuses au Bas-Congo :

Société des Bitumes et Asphaltes du Congo (Sobiasco) exploitant en concession Forminière.

* * *

Au Ruanda-Urundi, la minéralisation est surtout stannifère et concentrée dans le tiers nord du pays.

La colombo-tantalite est parfois associée à la cassitérite, surtout dans la région de la haute Nyawaronga et dans ces exploitations mixtes on trouve éventuellement de l'amblygonite ou du béryl. Il y a des mines de wolfram dans le nord-ouest du Ruanda. Vers la crête de partage Congo-Nil, on exploite un peu d'or aussi bien en Urundi qu'en Ruanda. En 1958, on a encore récupéré un peu de bastnaésite au sud-est d'Usumbura, mais les exploitations avaient été arrêtées vers la fin de 1957.

Voici la liste des concessionnaires miniers qui réalisèrent une extraction au Ruanda-Urundi en 1958 :

A) Sociétés Minières :

Compagnie de Recherches et d'Exploitations Minières au Ruanda-Urundi (Corem)

Compagnie Géologique et Minière du Ruanda-Urundi (Géoruanda)

Société des Mines d'Étain du Ruanda-Urundi (Minétain)

Compagnie Minière du Ruanda-Urundi (Mirudi).

Société Minière de Muhinga et de Kigali (Somuki)

B) Colons Miniers :

MM. Bervoets, Blond, Cardinael, Defays, Dubois, Dufasne, Loufs, Marchal, Mierge, Pirotte, Stinghlamber, Van de Wauwer.

De 26 en 1956 et 18 en 1957, le nombre de colons miniers producteurs est donc tombé à 12 en 1958 et, au 31 décembre 1958, ils n'étaient même plus que 8.

II. — REPARTITION DES EXPLOITATIONS MINIERES PAR PROVINCE ET PAR SUBSTANCE

En 1958, les exploitations minières en activité se sont réparties comme suit, dans les différentes provinces. L'or étant toujours associé à une faible quantité d'argent, nous ne citerons pas ce dernier

métal à côté du premier ; l'indication du diamant entre parenthèses signifie uniquement que ces exploitations aurifères alluvionnaires récupèrent occasionnellement un diamant.

Province Orientale

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Mincobel	N.-W.	Or (Diamant)
Sominor	N.-W.	Or
Forminière (Tele)	Centre	Or
Aruwimi-Ituri (Tele)	Centre	Or
Mineko (Tele)	Centre	Or
Kilo-Moto	N.-E.	Or
C.N.Ki.	S.-E.	Or
M.G.L. Nord	S.-E.	Or - Colombotantalite - Wolfram - Béryl

Province du Kivu

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
M.G.L. Nord M.G.L. Centre	N.-E. E.	Wolfram - Or - Colombotantalite Cassitérite - Colombotantalite - Wolfram - Or
M.G.L. Sud	E.	Or - Cassitérite - Colombotantalite - Wolfram - Béryl
C.N.Ki.	E. & Centre	Cassitérite - Colombotantalite -
Cololacs	Nord	Wolfram - Or
Symétain Nord	N.W.	Cassitérite - Or
Belgikamines	N.W.	Cassitérite - Wolfram - Or
Miluba	N.-W. et Centre	Cassitérite - Wolfram - Colombo- tantalite - Or
Minerga	Centre	Cassitérite - Colombotantalite
Symétain Sud	Centre	Cassitérite - Colombotantalite - Or
Madame Bracco	Centre	Cassitérite
Kinorétain	Centre & O. et Centre S.	Or Cassitérite - Wolfram Or

Province du Katanga

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Charbons de la Lukuga Géomines Sermikat	N.-E. Centre Centre	Charbon Etain - Colombotantalite Cassitérite - Colombotantalite - Fonte - Ferro-manganèse et Ferro-silicium
Charbonnages de la Luena Salines de Nguba U.M.H.K.	Centre S. S.	Charbon Sel Cuivre - Cobalt - Zinc - Argent - Cadmium Germanium - Minerai de fer - Or - Platine et Palladium
Sudkat Bécéka Manganèse	S. S.-W.	Minerai de Manganèse Minerai de Manganèse

Province du Kasai

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Forminière Minière du Luebo Minière de la Lueta Minière du Bécéka (Luebo) Minière du Bécéka (Bakwanga)	S.-W. S.-W. S.-W. S.-W. S.-E.	Diamant du Kasai Diamant du Kasai Diamant du Kasai Diamant du Kasai Diamant du Lubilash

Province de l'Equateur

Néant

Province de Léopoldville

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Forminière (exploitation par Sobiasco)	Mayumbe	Sables bitumineux

Territoire du Ruanda-Urundi

Concessionnaires	Situation dans la province	Production
Minétain	Ruanda N.-W.	Cassitérite - Colombotantalite - Amblygonite - Béryl - Wolfram
	Ruanda Centre N.	Wolfram
	Ruanda Centre E.	Cassitérite - (Colombotantalite) Wolfram
	Ruanda S.-W.	Or
	Urundi N.-W.	Or
Mirudi	Ruanda Centre W. et Urundi N.-W.	Cassitérite - Colombotantalite et Béryl
Somuki	Ruanda Centre	Cassitérite
Géoruanda	Ruanda Centre E.	Cassitérite - Or
Corem	Ruanda N.-W.	Colombotantalite
	Ruanda Centre	Cassitérite - Colombotantalite
	Ruanda S.-E.	Cassitérite
	Urundi N.-W.	Cassitérite
Bervoets	Ruanda Centre N.	Wolfram
Blond	Urundi N.-W.	Or
Cardinael	Ruanda Centre	Cassitérite
Defays	Ruanda S.-W.	Or
Dubois	Ruanda Centre W.	Cassitérite
Dufrasne	Urundi Centre N.	Cassitérite
Loufs	Ruanda Centre W.	Cassitérite - Colombotantalite
Marchal	Ruanda Centre W.	Cassitérite
Mierge	Ruanda Centre	Wolfram
Pirotte	Ruanda Centre	Cassitérite
Stinglhamber	Ruanda N.-W.	Wolfram
Van de Wauwer	Ruanda Centre	Cassitérite - Colombotantalite

III. — APERÇU SUR LA PRODUCTION MINIÈRE DU CONGO BELGE ET DU RUANDA-URUNDI

Dans le tableau ci-après, sont données les productions minières réalisées en 1958, tant au Congo Belge qu'au Ruanda-Urundi. La production congolaise est répartie par Provinces. Les Provinces de l'Equateur et de Léopoldville n'y figurent pas, car dans la première il n'y a pas eu de production minière, tandis que dans la seconde, cette production minière s'est limitée à 3.785 tonnes de sables bitumineux.

Production de concentrés uranifères et de radium.

Pour la première fois depuis la fin de la deuxième guerre mondiale, les chiffres de la production uranifère sont disponibles. L'usine de concentration de Shinkolobwe a traité 326.361 tonnes de minerais uranifères et a produit 3.136 tonnes de concentrés à 68,50 p.c. d'U 308 contenant 1.822 tonnes d'uranium élément.

Au point de vue radium, il en a été livré 69,786 grammes contenus dans différents produits marchands.

Production minière en 1958

Substances	Unités	Province de					Total
		Orient.	Kivu	Katanga	Kasaï	R.U.	
Or fin	kg	7.787	3.114	56	—	120	11.077
Diamants du Kasaï ...	carats	3	—	—	669.326	—	669.329
Diamants du Lubilash	»	—	—	—	16.004.145	—	16.004.145
Cassitérite	t	—	8.301	3.482	—	2.092	13.875
Tantalocolombite	»	7	25	150	—	65	247
Wolframite	»	11	659	—	—	234	904
Mixtes Cass.	»	—	1.444	—	—	6	1.450
Tantalocolombite	»	—	1.444	—	—	6	1.450
Mixtes Cassitérite	»	—	787	—	—	—	787
Wolframite	»	—	787	—	—	—	787
Cassit. contenue dans les mixtes	»	—	1.752	—	—	3	1.755
Cassitérite totale	»	—	10.053	3.482	—	2.095	15.630
Tot. étain contenu dans la cassit. et les mixtes	»	—	7.415	2.455	—	1.524	11.394
Étain de fonderie (1)	»	—	—	2.684	—	—	2.684
Colombotantalite con- tenue dans les mixtes	»	—	107	—	—	3	110
Colombotantalite tot.	»	7	132	150	—	68	357
Wolframite contenue dans les mixtes	»	—	210	—	—	—	210
Wolframite totale	»	11	869	—	—	234	1.114
Tungstène contenu d ^s le wolfram et dans les mixtes	»	6	447	—	—	121	574
Béryl	»	88	876	—	—	46	1.010
Amblygonite	»	—	—	—	—	10	10
Cuivre (2)	»	—	—	237.562	—	—	237.562
Alliage cobaltifère ...	»	—	—	4.342	—	—	4.342
Cobalt granulé	»	—	—	4.263	—	—	4.263
Cobalt cathodique (Co contenu)	»	—	—	530	—	—	530
Cobalt métal total (3)	»	—	—	6.501	—	—	6.501
Concentrés de zinc crus (4)	»	—	—	200.017	—	—	200.017
Zinc métal y cont.	»	—	—	113.984	—	—	113.984
Concentrés de zinc grillés	»	—	—	120.004	—	—	120.004
Zinc électrolytique (5)	»	—	—	53.438	—	—	53.438
Argent	»	—	—	118	—	—	118
Cadmium	»	—	—	490	—	—	490
Oxyde de germanium (6)	kg	—	—	23.425	—	—	23.425
Platine	»	—	—	1	—	—	1
Palladium	»	—	—	4	—	—	4
Plomb	t	—	—	5	—	—	5
Minerai de manganèse	»	—	—	338.145	—	—	338.145
Minerai de fer	»	—	—	3.393	—	—	3.393
Fonte	»	—	—	391	—	—	391
Ferromanganèse	»	—	—	174	—	—	174
Ferro-silicium	»	—	—	44	—	—	44
Charbon	»	—	—	294.323	—	—	294.323
Sel	»	—	—	485	—	—	485
Bastnaésite	»	—	—	—	—	2,7	2,7

(1) L'étain de fonderie provient de la fusion au Congo d'une partie de la cassitérite et se trouve donc déjà compris dans le « total étain contenu dans la cassitérite et les mixtes ».

(2) La production de cuivre comprend le métal électrolytique élaboré au Katanga, le cuivre contenu dans les lingots devant encore subir un raffinage, et le cuivre récupérable de l'alliage cobaltifère et du minerai de zinc exporté.

(3) Le cobalt métal total comprend le cobalt granulé, le cobalt métal récupérable dans l'alliage cobaltifère et les cathodes de cobalt exportées, ainsi que le cobalt contenu dans les produits autres utilisés au Congo.

(4) Il s'agit de la quantité totale des concentrés de zinc crus ; une partie en est grillée sur place fournissant l'anhydride sulfureux nécessaire à la fabrication de l'acide sulfurique et des concentrés grillés dont la quantité est indiquée par après.

(5) Il s'agit de métal provenant du traitement d'une partie des concentrés de zinc grillés ; il en résulte qu'en plus de concentrés de zinc crus, le Congo exporte une certaine quantité de concentrés grillés.

(6) Il s'agit d'oxyde de germanium récupérable dans les concentrés exportés, pour raffinage, vers la Belgique.

IV. — EVOLUTION DE LA PRODUCTION DES PRINCIPAUX MINERAIS

Par rapport à l'année 1957 et à l'année 1948 que l'on peut considérer comme la première année de marche normale après la seconde guerre mon-

diale, la production minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi a atteint les indices donnés dans les deux dernières colonnes du tableau ci-après.

Indices de la production minière du Congo Belge et du Ruanda-Urundi

Substances	Unités	Production en 1957	Production en 1958	Indice de la production 1958	
				par rapport à 1948	par rapport à 1957
Or fin	kg	11.641	11.077	113,2	95,2
Diamants du Kasai	carats	630.923	669.329	121,5	106,1
Diamants du Lubilash	»	15.015.807	16.004.145	303,5	106,6
Cassitérite	t	17.632	13.875	76,5	78,7
Tantalocolombite	»	238	247	170,3	103,8
Wolframite	»	1.184	904	412,8	76,4
Mixtes cass. tantalocolombite	»	1.978	1.450	277,8	73,3
Mixtes cassitérite-wolframite ...	»	854	787	198,2	92,3
Cassitérite contenue dans les mixtes	»	2.220	1.755	?	79,1
Cassitérite totale	»	19.852	15.630	?	78,7
Etain contenu dans la cassitérite et dans les mixtes	»	14.482	11.394	?	78,7
Etain des fonderies	»	3.155	2.364	68,2	85,1
Colombotantalite contenue dans les mixtes	»	155	110	?	71,0
Colombotantalite totale	»	393	357	?	90,8
Wolframite contenue dans les mixtes	»	239	210	?	87,9
Wolframite totale	»	1.423	1.114	?	78,3
Tungstène contenu dans la wolframite et dans les mixtes	»	733	574	?	78,3
Béryl	»	1.607	1.010	—	62,9
Amblygonite	»	2.103	10	—	0,5
Cuivre	»	242.244	237.562	152,8	98,1
Alliage cobaltifère	»	6.342	4.342	68,2	68,5
Cobalt granulé	»	5.506	4.263	244,9	77,4
Cobalt cathodique (Co contenu)	»	0	530	—	—
Cobalt métal total	»	8.115	6.501	?	80,1
Concentrés de zinc crus	»	188.183	200.017	367,0	106,3
Zinc métal contenu	»	106.759	113.984	?	106,8
Concentrés de zinc grillés	»	117.914	120.004	430,2	101,8
Zinc électrolytique	»	49.194	53.438	—	108,6
Argent	»	95	118	100,0	124,2
Cadmium	»	413	490	2.722,2	118,6
Oxyde de germanium	kg	13.064	23.425	—	179,3
Platine	»	1	1	?	100,0
Palladium	»	9	4	?	44,4
Plomb	t	3	5	?	166,7
Minerai de manganèse	»	367.022	338.145	2.649,0	92,1
Minerai de fer	»	28.543	3.393	?	11,9
Fonte	»	110	391	277,3	355,5
Ferromanganèse	»	175	174	?	99,4
Ferro-silicium	»	12	44	?	366,7
Charbon	»	433.063	294.323	250,5	68,0
Sables bitumineux	»	14.993	3.785	—	25,2
Sel	»	275	485	?	176,4
Bastnaesite	»	240	2,7	10,8	1,1

Le tableau ci-dessus suggère les remarques suivantes :

A. — Comparaison avec la production de 1948.

Pour les principaux produits, les indices se répartissent comme suit, classés dans l'ordre croissant.

68,2	Étain de fonderie
68,2	Alliage cobaltifère
76,5	Cassitérite
100,0	Argent
113,2	Or fin
121,5	Diamants du Kasai
152,8	Cuivre
170,3	Tantalocolombite
244,9	Cobalt granulé
250,5	Charbon
303,5	Diamants du Lubilash
367,0	Concentrés de zinc crus
412,8	Wolframite
2.649,0	Minerai de Manganèse
2.722,2	Cadmium

Par rapport à 1948, nous constatons donc l'évolution suivante :

a) Disparition de petites productions de minerai de plomb et de bismuth. La production de bastnaesite disparaît aussi pratiquement, car ce minerai ne trouve plus aujourd'hui de marché à un prix satisfaisant.

b) Trois postes sont en réduction : l'étain de fonderie, l'alliage cobaltifère et la cassitérite. La réduction de la production stannifère est due en ordre principal au contingentement actuel des exportations décrété par le Conseil International de l'Étain. La diminution de la production d'alliage cobaltifère résulte en fait de la tendance à produire de plus en plus des métaux plus purs (cobalt granulé et cobalt cathodique).

c) La grande majorité des produits sont en augmentation, souvent fort importante.

d) Enfin de nouvelles productions sont apparues parmi lesquelles on doit surtout noter le zinc électrolytique, l'oxyde de germanium et le cobalt cathodique.

B. — Comparaison avec les chiffres de production de 1957.

a) Cuivre.

Sous l'influence de la récession mondiale, la demande de cuivre a été assez limitée au début de l'année 1958. De ce fait, les cours ont continué à baisser jusque vers la fin du mois de février.

Cependant à partir de cette époque, les cours se sont relevés lentement d'abord, puis d'une manière plus importante au cours du 2^e semestre.

Pendant le 1^{er} semestre, l'Union Minière a dû réduire le volume de sa production, mais suivant l'évolution du marché elle a pu progressivement rétablir un rythme de production normal.

De ce fait, le chiffre de la production pour 1958 s'est établi à 237.562 tonnes et la diminution par rapport à 1957 n'a été que de 4.682 tonnes, représentant moins de 2 %.

La situation actuelle du marché permet de croire que, pour 1959, la production pourra être augmentée dans des proportions assez sérieuses.

Les exportations de cuivre de différentes qualités ont atteint, pour l'année 1958, un total de plus de 239.000 tonnes.

b) Alliage cobaltifère et cobalt granulé.

Une demande nettement plus faible a amené l'Union Minière à diminuer assez fortement sa production. Celle-ci, exprimée en cobalt métal, a atteint 6.501 tonnes contre 8.115 tonnes en 1957. Cela représente une chute de près de 20 %. Il est à remarquer que la production d'alliage cobaltifère a été plus fortement réduite que celle de cobalt granulé et qu'un nouveau produit, le cobalt cathodique, s'est ajouté.

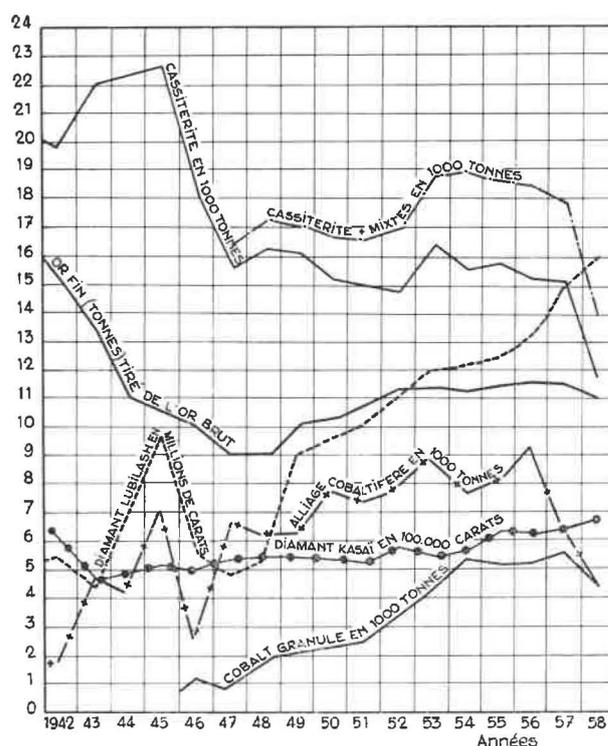


Fig. 1. — Production minière

Le « Centre d'Information du Cobalt » créé afin de promouvoir l'utilisation du cobalt, a développé fortement ses activités au cours de l'année.

L'Union Minière est loin d'utiliser actuellement sa capacité de production et, si la demande sur les marchés mondiaux augmentait, la société pourrait y faire face.

D'après les statistiques douanières il a été exporté, en 1958, 4.569 tonnes de cobalt granulé, 576 tonnes de cobalt cathodique et 4.343 tonnes d'alliage cobaltifère à environ 40 % de cobalt.

c) Concentrés de zinc (crus et grillés).

Les cours du zinc ont été assez faibles pendant la plus grande partie de l'année, puis se sont un peu relevés au cours du dernier trimestre.

Malgré cette situation défavorable, l'Union Minière a augmenté sa production de concentrés de minerais de zinc crus, qui a été portée à 200.000 tonnes contre 188.000 tonnes en 1957. Cela représente une augmentation d'un peu plus de 6 %.

De cette production, 142.000 tonnes ont été grillées dans les usines de la Sogechim pour la fabrication d'acide sulfurique. Cette opération a donné 120.000 tonnes de concentrés de zinc grillés, dont 90.000 tonnes ont servi à la fabrication de zinc électrolytique à l'usine de Métalkat.

D'après les statistiques douanières, il a été exporté 84.000 tonnes de concentrés de zinc crus et grillés, dont 74.000 tonnes ont servi à approvisionner les usines à zinc belges.

d) Zinc électrolytique.

Malgré le niveau déprimé des prix, Métalkat a pu travailler à sa pleine capacité pendant toute l'année. De ce fait, la production de zinc électrolytique a pu être poussée à 53.438 tonnes contre 49.194 tonnes en 1957. L'augmentation représente plus de 8 %.

Comme nous le signalons ci-dessus, la matière traitée est le concentré de zinc grillé provenant de l'usine de grillage de la Sogechim.

Les exportations en 1958 ont atteint 51.212 tonnes.

e) Minerai de manganèse.

La demande a été bonne au début de l'année, mais a faibli par après. De ce fait, les sociétés intéressées ont dû diminuer leur production de minerai marchand à plus de 48 % de manganèse.

Cette production a atteint un volume de 338.000 tonnes en 1958 contre 367.000 tonnes en 1957, ce qui représente une diminution de près de 8 %.

Le volume des exportations a atteint 319.000 tonnes en 1957.

f) Or.

La production d'or fin a diminué de 5 % et a atteint 11.077 kg en 1958 contre 11.641 kg en 1957.

Le prix de vente légal de l'or a été maintenu à l'équivalent de 35 \$ l'once.

Une partie importante de l'or extrait (plus de 90 %) a été réalisée sur le marché libre à un prix légèrement supérieur au prix officiel.

g) Argent.

La production de l'année sous revue s'est élevée à 118 tonnes contre 95 tonnes en 1957, ce qui représente une augmentation de l'ordre de 24 %.

Il faut faire remarquer que l'argent en provenance du Congo Belge n'est qu'un sous-produit de récupération et qu'on le trouve dans les minerais de cuivre de la mine de Kipushi ou dans les minerais d'or. La production totale dépend donc essentiellement des teneurs comprises dans ces minerais, spécialement les minerais de cuivre de Kipushi.

h) Diamants du Kasai.

Ces diamants comprennent un peu plus de 30 % de diamants de joaillerie.

La production a atteint 669.000 carats en 1958 contre 631.000 carats en 1957, ce qui représente une augmentation de l'ordre de 6 %.

Les exportations pour l'année sous revue ont atteint 714.000 carats.

i) Diamants du Lubilash.

Ces diamants comprennent pour près de 97 % de diamants industriels et surtout du crushing-board.

Quoique la demande se soit affaiblie au courant de l'année, la production a encore été développée et a atteint 16.004.145 carats en 1958 contre 15.015.807 carats en 1957. L'augmentation est de plus de 6 %.

Une partie de la production ayant dû être stockée, on doit normalement s'attendre à une diminution de cette production en 1959.

D'après les statistiques douanières, les exportations en 1958 ont porté sur 14.383.402 carats.

j) Cassitérite et mixtes.

Par décision du Conseil International de l'Étain, l'exportation d'étain et de cassitérite a été contingentée pendant toute l'année 1958. Cette situation a eu une influence directe sur le volume de la production de cassitérite qui s'est infléchi en 1958 à 13.875 tonnes contre 17.632 tonnes en 1957. Ceci représente une diminution de plus de 21 %. La diminution aurait encore été plus forte si les sociétés minières, dans le but d'éviter un chômage trop prononcé, n'avaient pas stocké une partie de leur production, tout en respectant cependant les limites imposées par l'Accord International.

La production de mixtes cassitérite-wolfram et de mixtes cassitérite-colombotantalite est également en sérieuse diminution à 2.237 tonnes contre 2.832 tonnes en 1957.

Le poids de l'étain contenu dans les divers minerais a atteint 11.394 tonnes contre 14.482 tonnes en 1957.

k) Etain des fonderies.

Cet étain métal est produit à la fonderie de la Géomines à Manono qui traite de la cassitérite en provenance du Congo Belge et du Ruanda-Urundi. La production a été réduite à 2.684 tonnes en 1958 contre 3.155 tonnes en 1957.

l) Minerai de tungstène (wolframite et mixtes cassitérite-wolframite).

Les cours de la wolframite se sont encore fortement dégradés pendant le 1^{er} semestre, puis se sont relevés dans la suite mais pour ne s'établir qu'à un niveau encore très bas.

Cette situation a de nouveau entraîné une diminution de la production qui est tombée à 574 tonnes de tungstène métal contenu contre 733 tonnes en 1957, marquant une chute de l'ordre de 22 %.

m) Minerai de tantale et niobium (colombotantalite et mixtes cassitérite-colombotantalite).

Les difficultés de vente et le maintien des prix de vente à un niveau assez bas, ont entraîné une nou-

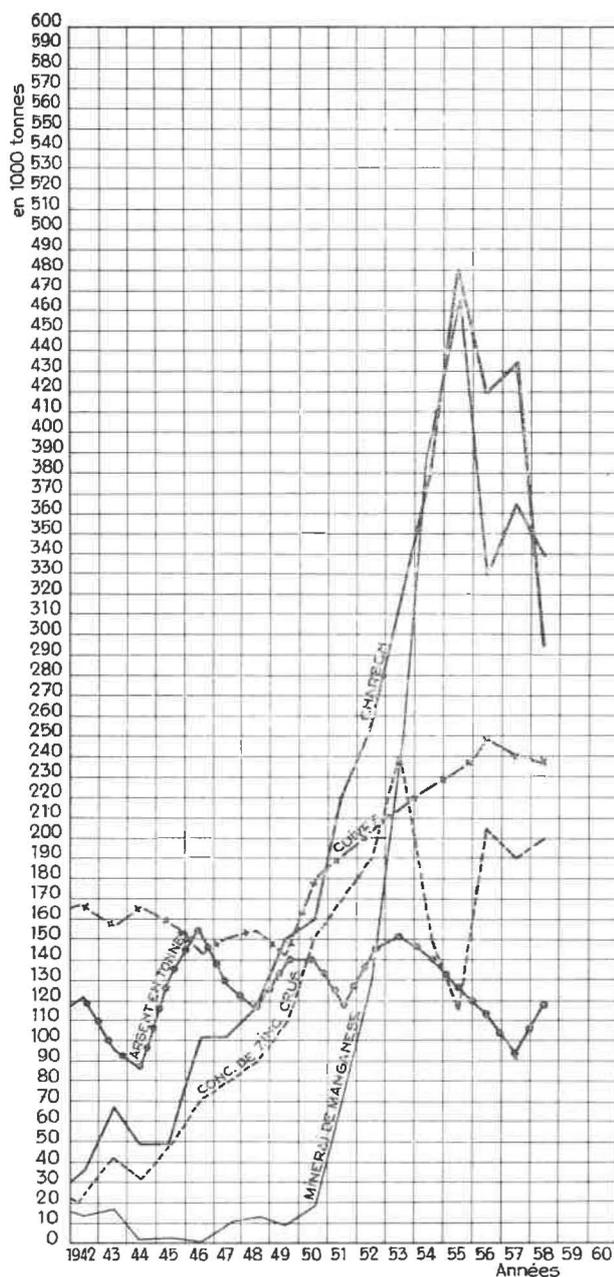


Fig. 2. — Production minière

velle diminution de la production. Celle-ci n'a atteint que 357 tonnes contre 393 tonnes en 1957.

n) Charbon.

La demande pour les charbons locaux s'est fortement contractée et de ce fait la production a dû être fortement diminuée. Elle a atteint 294.000 tonnes en 1958 contre 433.000 tonnes en 1957. La diminution est de l'ordre de 32 %.

o) Cadmium.

Ce métal accompagne le minerai de zinc dans le gisement de Kipushi. Il est récupéré dans les installations de Métalkat, soit par traitement des poussières des fours de Lubumbashi et des poussières récupérées lors du grillage des concentrés de zinc,

soit à l'occasion de la fabrication de zinc électrolytique.

La production a été poussée en 1958 à 490 tonnes contre 413 tonnes l'année précédente, ce qui représente une augmentation de plus de 18 %. Les exportations en 1958 ont atteint 432 tonnes.

p) Oxyde de germanium.

Le germanium est lié aux minerais de cuivre extraits à la mine de Kipushi. On le récupère dans les poussières des fumées de l'usine de Lubumbashi ou par séparation magnétique de la reniérite contenue dans les concentrés de cuivre primaire. Ces poussières et ces concentrés sont alors soumis au traitement d'enrichissement. Les concentrés finals sont expédiés en Belgique et on en extrait du germanium et de l'oxyde de germanium électroniquement purs.

En 1958, la production a pu être développée, les concentrés expédiés en Belgique contenant 23.425 kg d'oxyde de germanium récupérable. Le chiffre correspondant de 1957 avait été de 13.064 kg.

Si la demande de produits germanifères continue à croître, spécialement dans le domaine de l'industrie électronique, l'Union Minière est capable d'y faire face en augmentant sa production.

q) Sel.

En provenance des salines de Nguba au Katanga, la production a atteint 485 tonnes contre 275 tonnes en 1957.

Les installations récupèrent le sel au départ d'eau salée provenant d'une source, par évaporation naturelle de l'eau en saison sèche. Au stade actuel d'organisation de ces exploitations, le volume de la production dépend essentiellement des conditions climatiques.

r) Sables et calcaires bitumineux.

L'usine de traitement qui devrait produire des bitumes purs en partant des sables bitumineux n'a pas été mise au point et finalement l'exploitation a été arrêtée au cours de l'année 1958.

s) Béryl.

La demande a été moins active et les prix de vente ont diminué.

La production est en diminution à 1.010 tonnes en 1958 contre 1.607 tonnes en 1957.

t) Amblygonite (phosphate de lithium).

Il n'y a pas eu de débouché pour ce produit au cours de l'année 1958 et la production est tombée à 10 tonnes.

u) Divers.

De petites quantités de plomb, platine et palladium ont été récupérées à l'occasion du traitement de boues électrolytiques en provenance de l'Union Minière.

351 tonnes de mattes nickelifères, contenant 65 tonnes de cobalt et 91 tonnes de nickel, ont été produites par l'Union Minière qui étudie le problème de la récupération du nickel qui se trouve en faible quantité dans certains de ses minerais.

V. — VOLUME PONDERE DE LA PRODUCTION MINIERE

A) Congo belge.

L'indice du volume pondéré de la production minière du Congo Belge s'est élevé pour l'année 1958 à 166,69.

Il est utile de rappeler que cet indice a été établi en divisant la valeur de la production minière de 1958 établie avec les prix unitaires de l'année 1952, par la valeur de la production minière de l'année 1948, calculée également avec les mêmes prix unitaires.

De 1948 à 1956, l'indice est passé de 100 à 175,99 et le coefficient moyen d'augmentation annuelle s'établissait donc à 7,32 %. Mais en 1957, cette progression s'est arrêtée et nous enregistrons une légère diminution à 173,73. Cette légère régression s'est un peu accentuée en 1958 et nous amène au chiffre cité plus haut de 166,69.

L'état de la conjoncture s'étant amélioré au début de l'année 1959, tout porte à croire que la demande pour les produits miniers sera meilleure et que l'industrie des mines congolaises pourra stabiliser sa position, puis reprendre sa marche ascendante.

B) Ruanda-Urundi.

En suivant les règles de calcul énoncées ci-dessus, l'indice du volume pondéré de la production minière du Ruanda-Urundi s'est élevé pour l'année 1958 à 107,42.

Par rapport à l'année 1957, dont l'indice s'est élevé à 170,15, il y a une très forte chute de 62,73 points.

De 1948 à 1955, la progression de l'industrie minière du Ruanda-Urundi avait été très satisfaisante,

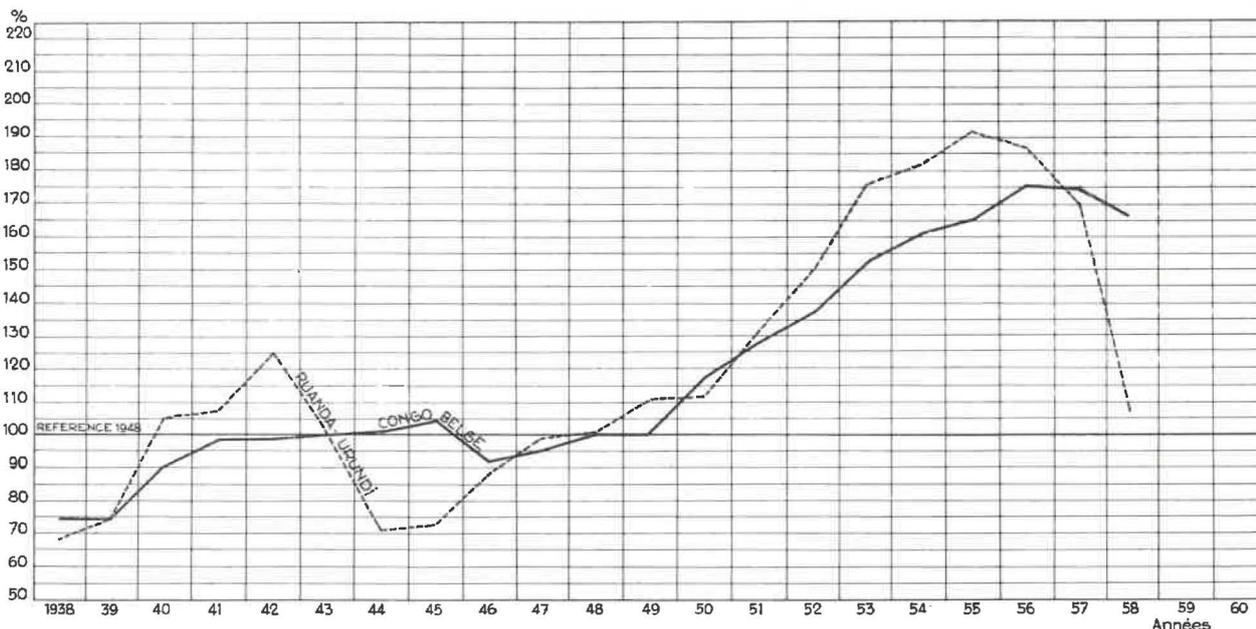


Fig. 3. — Indices des volumes pondérés de la production minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi

La diminution constatée en 1958 est due, en ordre principal, à la chute des productions du charbon, des produits cobaltifères et stannifères, du minerai de manganèse et du cuivre. Ces chutes de production n'ont pu être que partiellement compensées par les augmentations constatées spécialement pour les diamants, les produits zincifères, le cadmium et l'oxyde de germanium.

L'industrie minière congolaise a donc ressenti les effets de la récession mondiale au cours des années 1957 et 1958. Cependant, les effets de cette récession sur le volume pondéré n'ont pas été très graves puisque la chute entre les années 1956 et 1958 n'est que légèrement supérieure à 5 %.

passant de l'indice 100 à l'indice 192,6. Mais dès 1956 une certaine régression s'est fait sentir, qui s'est prolongée en 1957 et s'est fortement accentuée en 1958.

C'est le quota imposé aux exportations d'étain et de minerai d'étain, ainsi que les prix de vente trop bas d'autres produits miniers et spécialement de la wolframite, qui sont responsables de la forte chute enregistrée par le volume pondéré de la production minière en 1958.

Avec l'amélioration de la conjoncture mondiale, il est à espérer cependant que la chute des productions pourra être assez rapidement enrayerée et qu'un mouvement de reprise pourra être amorcé.

VI. — COURS DES METAUX

Or.

Les lois monétaires ont maintenu la valeur de l'or à 35 \$ l'once de fin aux U.S.A. et à 56.263,80 F le kg de fin en Belgique et au Congo Belge ; on sait que la Banque Centrale achète à 56.065 F le kg.

Seulement 7,3 % des ventes des productions congolaises en 1958 ont été réalisés à ce taux, et 92,7 % sur le marché belge libre, au prix moyen de 56.475 F environ.

Le prix moyen de vente de l'or produit au Congo et au Ruanda-Urundi s'est établi ainsi à 56.446 F en 1958 contre 56.871 F en 1957.

Diamants du Kasai.

La valeur de réalisation a été évaluée à 373 F le carat, légèrement au-dessus de celle de 1957. Ce chiffre peut paraître faible à côté des valeurs unitaires signalées dans des statistiques étrangères, notamment de l'Afrique du Sud, du Sud-Ouest Africain de Tanganyka Territory, mais il s'explique par le fait que les diamants du Kasai comportent surtout de petites pierres et seulement 30 % environ de qualité joaillerie.

Diamants du Lubilash.

La valeur de réalisation a été évaluée à 111,2 F le carat pour 1958 contre 102,86 F en 1957.

Ces faibles prix s'expliquent par la prédominance marquée de la qualité industrielle et surtout du crushing-board, les pierres de joaillerie n'atteignant que 3 % environ du volume total, conjuguée avec l'arrêt ou au moins le freinage des achats du stock-pile américain.

Étain.

Sur le marché de Londres, les prix de l'étain se sont stabilisés aux environs de 730 £ la tonne longue jusqu'en septembre 1958, du fait de la limitation des exportations, contingentées par décision du Conseil International de l'Étain, d'une part, du fait des achats du stock régulateur, d'autre part.

Ce dernier suspendit ses achats pendant quelques jours dans le courant du mois de septembre, comme suite à l'arrivée sur le marché d'un important tonnage en provenance du bloc sino-soviétique.

Il en résulta une chute brusque et momentanée des cours, qui non seulement se sont vite redressés mais qui ont ensuite progressé jusqu'à 762 £ pour clôturer à 749 £ au 31 décembre.

Finalement, la valeur de réalisation de la cassitérite congolaise s'est établie en 1958 à 72.660 F la tonne métrique contre 74.010 F en 1957 et celle de la cassitérite du Ruanda-Urundi à 72.370 F contre 74.050 F.

Tantalocolombite.

Au marché de New York, la baisse commencée en 1957 s'est quelque peu poursuivie en 1958 ; depuis fin mai, le cours est resté stable à 1,05 - 1,10 \$ par livre de pentoxyde combiné.

En fait pourtant, la tantalocolombite se vend à des prix très variables suivant les teneurs absolues et relatives en tantale et en niobium et les valeurs de réalisation n'ont guère de rapport avec les cours cotés : sur base des licences accordées, nous arrivons en fait à 134.490 F la tonne pour 1958 contre 107.350 F pour 1957.

Wolframite.

La chute des prix du wolfram, commencée en 1957, s'est encore accentuée en 1958 jusqu'au troisième trimestre quand les minima de 60 - 65 sh par long ton - unit de WO_3 ont été atteints ; en fin d'année on est revenu au cours de 100 sh qui avait été approximativement celui du premier trimestre.

De ce fait, le cours moyen de réalisation de la wolframite est tombé de 63.290 F la tonne métrique en 1957 à 37.440 F la tonne en 1958.

Cuivre.

Partis du maximum de 53,50 F le kg en mars-avril 1956, les cours du cuivre à Bruxelles étaient tombés à 38 F au début de janvier 1957 et à 25,25 F à fin décembre 1957, évoluant naturellement en parallèle avec les cours de Londres et de New York.

Malgré cette chute de 52,8 %, les cours se sont encore dégradés davantage, tombant à 22,50 F fin février 1958. Ils se sont alors relevés pour arriver à

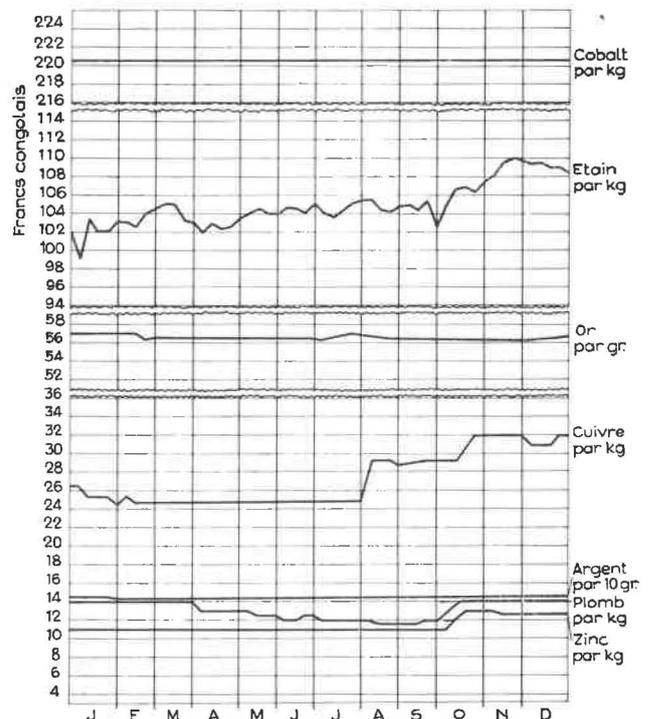


Fig. 4. — Cours des métaux en 1958. — Marché de New York.

30,75 F en décembre, après être passés par un maximum de 34,50 F en novembre 1958.

La valeur moyenne de réalisation à Bruxelles s'est établie ainsi à 27.650 F la tonne métrique en 1958 contre 31.240 F en 1957.

Cobalt.

Le cours du cobalt s'est maintenu à New York à 2 \$ la livre pendant toute l'année.

Zinc.

Pendant les trois premiers trimestres, les cours du zinc ont été stabilisés sur un palier inférieur cor-

respondant à 11,02 F le kg à New York ; ils ont oscillé autour d'une contrevaletur moyenne de 8,76 F à Londres. Ils se sont redressés au quatrième pour atteindre respectivement 12,68 F à New York et 10,54 F à Londres à la fin de décembre 1958.

Par ailleurs, le cours moyen de réalisation du minerai de zinc est tombé de 2.860 F la tonne métrique en 1957 à 1.880 F la tonne métrique en 1958.

Minerai de manganèse.

La tendance a été légèrement baissière ; il en est résulté une valeur de réalisation de 2.750 F en 1958 contre 2.760 F en 1957.

VII. — VALEUR DE LA PRODUCTION MINIERE

Les valeurs données dans le tableau ci-après sont les valeurs de réalisation obtenues, pour ce qui concerne les produits exportés, en multipliant les cours moyens des métaux et des minerais pendant l'exercice sous revue par les chiffres de production. Pour ces produits, il est à remarquer que cette valeur diffère sensiblement de la valeur fob conventionnelle des statistiques douanières, qui est la valeur frontière.

Cette différence est très sensible pour les produits

de faible valeur, tels les minerais de zinc et le minerai de manganèse.

Pour les produits utilisés dans le pays comme le charbon, le sel et le sable bitumineux, il a été tenu compte du prix moyen de réalisation au départ de la mine.

Pour les diamants, le cours est assez 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 1958.

Substances	Unités	Production	Teneur moyenne approximative en %	Prix unitaire en F	Valeur totale en milliers de F
Or fin	kg	10.957	100	56.446	618.479
Diamants du Kasai	carats	669.329	100	373	249.660
Diamants du Lubilash	»	16.004.145	100	111,2	1.779.661
Cassitérite	t	11.783	73	72.660	856.153
Tantalo-colombite	»	182	55 % X ₂ O ₅	134.490	24.477
Wolframite	»	670	65 % WO ₃	37.440	25.085
Mixtes cassitérite tantalo- colombite	»	1.444	84,5 % SnO ₂ 7,4 % X ₂ O ₅	70.940	102.437
Mixtes cassitérite-wolframite	»	787	67,7 % SnO ₂ 26,6 % WO ₃	58.500	46.040
Étain de fonderie (1)	»	2.684	100	2.894	7.767
Béryll	»	964	11,5 % BeO	21.000	20.244
Cuivre (2)	»	237.562	100	26.370	6.247.686
Alliage cobaltifère	»	4.342	39,2 % de cobalt 13,2 % de cuivre	55.330	240.243
Cobalt granulé	»	4.263	100	214.030	912.410
Cobalt cathodique	»	530	100	154.500	81.885
Concentrés de zinc crus	»	200.017	56,99	1.840	368.031
Zinc métal (électrolytique) (1)	»	53.438	99,99	6.160	329.178
Argent	»	118	100	1.420.000	167.560
Cadmium	»	490	99,97	139.340	68.277
Oxyde de germanium	kg	23.425	69	6.970	163.272
Platine	»	1	100	106.000	106
Palladium	»	4	100	28.000	112
Plomb	t	5	100	11.600	58
Minerai de manganèse	»	338.145	48	2.750	929.899
Charbon	»	294.323	100	390	114.786
Sables bitumineux	»	3.785	15	200	757
Sel	»	485	100	1.600	776
Total	—	—	—	—	13.355.039

(1) plus-value.

(2) La production totale de cuivre fut de 237.562 tonnes, mais une partie se trouvant contenue dans l'alliage cobaltifère et dans le minerai de zinc exporté, le calcul des valeurs se fait seulement sur 236.924 tonnes.

La valeur de la production minière, soit 13.355.039.000 F, est en recul de 2.140 millions de francs sur celle de l'exercice précédent. Cette diminution est due en partie au recul du volume de la production et pour le reste à la chute des prix. Le cuivre à lui seul accuse une diminution en valeur de 1.286 millions de francs.

C'est la seconde fois depuis 1948, que nous constatons un recul de la valeur de la production minière. Pour les 2 années 1957 et 1958, ce recul se chiffre à 5.688 millions de francs, par rapport à la valeur record atteinte en 1956. Tout porte à croire cependant que, dès 1959, la situation s'améliorera sensiblement.

Le diagramme figure 5 montre que le cuivre, malgré son fort recul en valeur, reste de loin le principal produit minier du Congo, dont la valeur de

réalisation représente encore 46,85 % de la valeur totale des produits miniers extraits.

Les diamants conservent la deuxième place dans l'échelle des valeurs des produits miniers congolais et, grâce à l'augmentation du volume extrait et des prix des diamants du Lubilash, leur importance relative passe de 11,41 % en 1957 à 13,20 % en 1958.

Le cobalt se maintient en 3^e position, mais par suite de la chute de la production, son importance relative diminue à 9,17 % contre 11,02 % en 1957.

Vient ensuite l'étain dont la chute de production a ramené l'importance relative à 7,41 % contre 8,52 % en 1957.

Le minerai de manganèse suit en 5^e position, précédant le zinc et l'or.

Le germanium prend progressivement une certaine importance et vraisemblablement dépassera assez rapidement l'argent.

2. — Valeur de la production minière du Ruanda-Urundi en 1958.

Produits	Unités	Production	Teneur moyenne en %	Prix unitaire en F	Valeurs totales en milliers de F
Or fin	kg	120	100	56.446	6.774
Cassitérite	t	2.092	72,7	72.370	151.398
Colombotantalite	»	65	55 % X ₂ O ₅	134.490	8.742
Wolframite	»	234	65 % WO ₃ ou 51,5 % W	37.440	8.761
Mixtes cassitérite	»	6	51,48 % cassitérite à 70 % Sn et 48,52 % coltan	101.000	606
Béryl	»	46	10,61 % BeO	19.400	892
Amblygonite	»	10	8,41 % SnO ₂	4.900	49
Bastnaesite	»	2,7	60 % oxydes de terres rares	15.000	40
Total					177.262

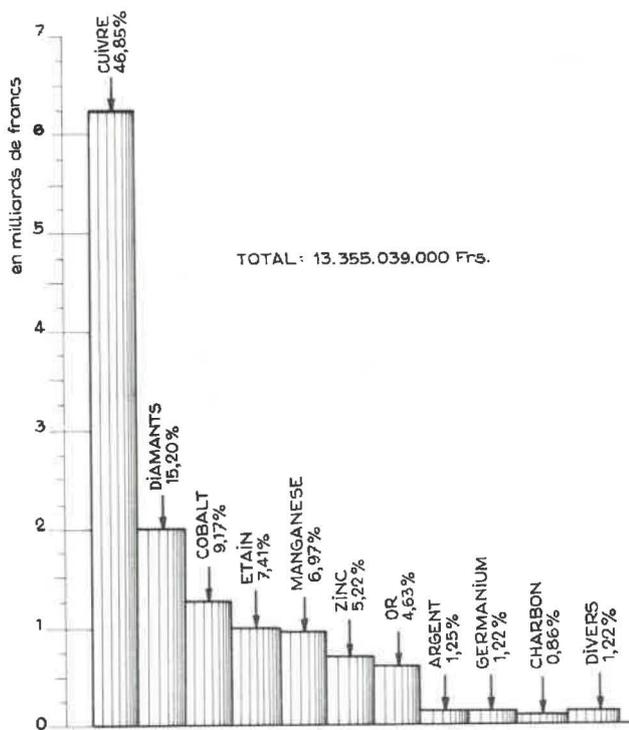


Fig. 5. — Valeur de la production minière du Congo belge en 1958.

A l'examen des chiffres du tableau ci-dessus, nous constatons qu'au Ruanda-Urundi, la valeur de réalisation de la production minière de l'année 1958 est en diminution de plus de 88 millions de francs sur la valeur correspondante de l'année précédente.

C'est la quatrième année consécutive que nous assistons à une diminution de la production minière.

Cette diminution résulte d'une importante chute du volume de la production et de la diminution de certains prix de réalisation.

La situation de l'industrie minière du Ruanda-Urundi est actuellement très difficile et il est de plus en plus urgent que des mesures de redressement soient prises.

VIII. — SITUATION DES EXPLOITATIONS

Exploitations aurifères du Nord-Est du Congo.

Par suite de l'épuisement progressif des gisements détritiques, c'est de plus en plus à partir des gisements primaires que se fait la production aurifère du Congo. En 1958, le pourcentage de la production d'or provenant des gisements primaires est de 74,16 % contre 73,49 % en 1957. Le chiffre correspondant de l'année 1949 n'était que de 35 %.

Ces gisements primaires comprennent des filons quartzeux ou des amas de schistes ou migmatites imprégnés d'or avec zones d'enrichissement.

Le développement des exploitations en gisement primaire entraîne le développement de la consommation d'énergie, ainsi que la multiplication et le renforcement des usines de broyage et de traitement du minerai.

D'autre part, les exploitations des gisements primaires s'approfondissent et descendent progressivement en dessous du niveau hydrostatique. Dans ces conditions, la quantité d'or rétractaire augmente et, pour le récupérer, il faut développer les installations traitant par cyanuration.

La Société des Mines d'Or de Kilo-Moto, dont les principales réserves se trouvent dans les gisements primaires du secteur de Moto, aux environs de Watsa, développe la production dans ce dernier secteur. Deux puits viennent d'être terminés et deux autres sont en creusement dans la région de Durba, tandis que les gisements de Zani-Kodo et de Yedi sont déjà en exploitation par puits. Le secteur de Kilo, qui était menacé d'une disparition assez rapide par suite de l'épuisement de ses gisements, retrouve un nouvel intérêt par suite d'une découverte récente qui paraît assez importante.

Les autres sociétés minières aurifères de la Province Orientale diminuent leur production comme suite à la disparition progressive des gisements économiquement exploitables.

La Société Minière de la Télé, dont les investissements dans sa région sont importants sous forme de routes, camps, ateliers, etc., remplace progressivement son activité minière par une activité agricole réalisée par le truchement d'une société filiale. Cette politique est bénéfique tant pour la région et ses habitants que pour la société.

La société Mincobel, dont les gisements de la région de Bondo n'étaient plus économiquement exploitables, confie depuis 1956 la récupération de l'or restant à des entrepreneurs indigènes, sous certaines conditions de contrôle. Le même système a été instauré par la Somnor et la Forminière Télé et sera vraisemblablement essayé dans d'autres régions. Ce mode d'exploitation, dont les résultats paraissent satisfaisants, permettra la récupération aussi complète que possible de l'or des gisements détritiques devenus non rentables.

Au Maniéma, l'exploitation du gisement primaire de Namoya, après la mise au point de l'usine, donne les résultats escomptés.

Au Kivu, la M.G.L. dans son secteur sud a mis en exploitation un important gisement détritique et procède activement à la reconnaissance de deux gisements primaires qui paraissent intéressants.

Les méthodes d'exploitation des gisements détritiques, tant stannifères qu'aurifères, n'évoluent plus beaucoup. L'abattage au monitor et le transport hydraulique demeurent les méthodes les plus économiques et, quand la chose est possible, il s'indique d'y recourir. L'emploi des éjecteurs et des pompes à gravier se répand de plus en plus.

Pour la récupération de l'or provenant des gisements détritiques, le sluice reste l'appareil employé presque partout.

Exploitations stannifères du Congo Belge et du Ruanda-Urundi.

Les gisements détritiques alluvionnaires et éluvionnaires continuent à représenter les sources principales de production de la cassitérite et de ses ac-

compagnateurs habituels, la wolframite et la tantalocolombite.

Les exploitations dans les gîtes primaires se développent cependant petit à petit et, en 1958, la production provenant de ces exploitations représente presque 31 % de la production totale de cassitérite et de ses accompagnateurs.

C'est au Katanga et au Ruanda-Urundi que se sont spécialement développées les exploitations en gîtes primaires dans les pegmatites, les filons quartzeux ou les stockwerks. Par contre, les gisements détritiques restent les plus importants au Maniéma et au Kivu.

Le coût de la main-d'œuvre autochtone ne cessant d'augmenter, on développe la mécanisation partout où cela est économiquement possible. Les principales exploitations du Maniéma possèdent actuellement leur centrale-hydroélectrique. Par suite du développement de la centrale de Piana, la Géomines dispose d'une source d'énergie capable de faire face à tous ses besoins futurs. L'achèvement, à la fin de l'année 1958, de la centrale de Bukavu construite par la société des Forces de l'Est va permettre d'envisager, dans un avenir rapproché, l'électrification de certaines mines du Kivu et éventuellement même du Maniéma.

Au Ruanda-Urundi, la construction de la centrale hydroélectrique de Taruka, établie également par la Société des Forces de l'Est, permettra de fournir aux mines du Ruanda, avant la fin de 1959, de l'énergie électrique à un prix raisonnable.

Dans les gisements détritiques, le sluice demeure encore un instrument de récupération assez fortement utilisé, mais il est remplacé progressivement par des laveries à meilleur rendement, utilisant spécialement les jigs et les tables à secousses. Dans certains cas, la spirale Humphrey a été employée pour la récupération de la cassitérite fine.

Le contingentement des exportations de minerai d'étain et d'étain métal, décrété en 1958 par le Conseil International de l'Étain, a posé de difficiles problèmes aux sociétés minières intéressées. Il a fallu réduire notablement la production tout en réduisant au chômage le moins possible de travailleurs. Pour arriver à ce résultat, les sociétés qui le pouvaient ont développé d'autres exploitations, telles les exploitations aurifères. D'autres sociétés ont développé la production dans les gisements demandant le plus de main-d'œuvre. Enfin partout, une partie de la production a été stockée, sans que le volume des stocks ne dépasse cependant la quotité permise.

La politique suivie par le Conseil International de l'Étain a cependant permis d'éviter un effondrement total des cours de l'étain. Actuellement, la situation du marché s'améliore progressivement et permet d'espérer que la production pourra revenir à son taux normal dans un an ou deux.

Groupe du cuivre et de ses accompagnateurs.

La conjoncture défavorable a forcé l'Union Minière à réduire légèrement ses activités. Des recettes moindres ont également amené la société à étaler momentanément le rythme de ses investissements.

Cependant, le développement futur de la production n'est nullement compromis. La construction de l'usine de la Luilu, qui doit produire du cuivre et du cobalt électrolytiques, a été poursuivie et cette usine doit entrer en service au cours de l'année 1960. Pour l'exploitation en profondeur des gisements de Kambovo et de Kamoto, des puits sont en équipement ou en creusement.

Le marché du cuivre étant devenu plus favorable vers la fin de l'année et cette amélioration se poursuivant au début de l'année 1959, l'Union Minière a repris un rythme normal de développement.

Charbonnages.

Les charbonnages de la Luena, qui exploitent en carrière à ciel ouvert un gisement peu profond, sont équipés d'engins tout à fait modernes pour l'extraction. Une rotopelle vient d'être mise en service pour l'enlèvement de la découverte. Dans le courant de l'année, le charbonnage a été relié par une ligne haute tension aux centrales hydro-électriques de l'Union Minière.

Ces charbonnages peuvent très aisément faire face aux besoins locaux de charbon, dont les principaux consommateurs sont le chemin de fer du B.C.K. et la Cimencat. Par suite des circonstances, ces deux clients ont réduit assez fortement leur consommation en 1958.

Le charbonnage de Greinerville qui travaille en souterrain ne peut guère développer sa production vu l'importance très réduite des besoins locaux. Le principal client reste la Cimenterie d'Albertville.

Exploitations diamantifères du Kasai.

Aucun changement notable n'est à retenir dans le secteur de Tshikapa, qui produit assez bien de diamants de joaillerie. Comme il a déjà été signalé, la nature des gisements ne se prête guère à une mécanisation intensive. L'augmentation continue du coût de la main-d'œuvre autochtone compromet la rentabilité de certaines mines ; aussi les sociétés minières intéressées essayent-elles de reporter progressivement une partie de leur activité sur le domaine agricole.

Dans le secteur de Bakwanga, par contre, où l'on a continué à développer sérieusement la production, la modernisation des mines se poursuit activement.

On a continué, avec diligence, les travaux de construction d'une grosse laverie centrale, entièrement automatique et qui devra traiter par sink and float la totalité des graviers extraits dans les environs. Cette laverie devra être mise en service au cours de l'année 1959.

Société Bécéka-Manganèse.

Les travaux d'extraction continuent, comme par le passé, en carrières à ciel ouvert avec chargement à la pelle mécanique et transport du minerai par bennes Euclid.

Deux laveries sont actuellement en fonctionnement, l'une traitant les minerais assez riches par simple débouillage, l'autre traitant les minerais plus pauvres par sink and float.

Une ligne électrique haute tension relie actuellement la mine aux centrales hydro-électriques du Haut-Katanga. Cette solution a permis d'arrêter les centrales thermiques au mazout et au bois qui étaient trop onéreuses. L'arrivée du courant électrique en grande quantité et à un prix raisonnable permettra d'envisager la fabrication du ferro-manganèse et de certains aciers spéciaux.

Asphaltes du Bas-Congo.

Les essais de mise au point d'une usine devant fabriquer des bitumes purs en partant de sables asphaltiques n'ont pas réussi et l'extraction a été suspendue.

Recherches dans le Bas-Congo.

Les prospections menées depuis plus de dix ans dans le Bas- et le Moyen-Congo, par le Syndicat Bamoco, ont finalement amené la découverte de bauxite. Cette bauxite semble s'être formée par l'altération de microdolérites. La superficie susceptible d'être minéralisée est fort étendue et de l'ordre de plusieurs centaines de km². La proximité du site hydro-électrique d'Inga offrira la possibilité d'extraire et de traiter ces bauxites dans des conditions intéressantes. Des prospections systématiques vont être activement entreprises par la Forminière et par Bamoco afin de déterminer, aussi rapidement que possible, l'importance et les caractéristiques des gisements.

CHAPITRE II

USINES DE TRAITEMENT

A. — OR

Mines d'Or de Kilo-Moto. — En 1958, les mines de Kilo ont compté 5 usines proprement dites, travaillant par broyage au ball-mill et amalgamation ; celle de Kanga est suivie d'une section complémentaire de cyanuration. Une nouvelle usine a été érigée à Yedi pour remplacer, à partir d'avril 1959, celle de Galaia trop éloignée des gisements actuellement en exploitation ; l'usine d'Alosi, inactive en 1958, a été remise en activité en mars 1959.

Il y a eu en outre 3 petites installations de moulins chiliens ; essentiellement, elles travaillent des minerais d'origine primaire, occasionnellement des tailings alluvionnaires.

Une drague a continué à exploiter les alluvions du Shari.

A Moto, il y a quatre usines travaillant par broyage au ball-mill et amalgamation, mais dont les deux principales, celles de Durba et de Zani, com-

portent aussi respectivement trois et une cellule de cyanuration.

A Durba, on prévoit la mise en route d'un quatrième ball-mill en 1959 et d'un cinquième en 1960.

Le secteur Moto possède en outre une petite usine utilisant un moulin chilien, ainsi qu'une drague exploitant les alluvions du Kibali.

A noter que les Mines d'Or de Kilo-Moto disposent d'un important réseau électrique (environ 1.000 km) à haute tension alimenté par les quatre centrales de Soleniana I et II, Budana et N'Zoro; avec une puissance installée totale de 17.730 kVA, elles ont produit en 1958 un total de 38.640.730 kWh.

Forminière. — L'activité de la seule usine d'Adumbi, exploitée par la Minière de la Télé pour la Forminière, s'est contractée par réduction de nombre de ball-mills en activité de 4 à 2. La récupération de l'or se fait essentiellement par amalgamation; par flottation, on obtient en outre des tailings enrichis en or réfractaire, qui sont envoyés en Belgique pour extraction du métal précieux.

L'énergie nécessaire est fournie par une centrale thermique.

Compagnie Minière des Grands Lacs Africains. — Aucun changement n'est à signaler à l'Usine Mobale près de Kamituga (M.G.L. Sud) qui continue à faire le traitement par débouillage-enrichissement et broyage, suivis d'amalgamation, en soumettant finalement les concentrés lourds à la cyanuration, en vue de la récupération de l'or réfractaire.

A noter qu'en parallèle fonctionne une petite usine de contrôle et d'essais.

L'énergie nécessaire aux exploitations filoniennes et à l'usine Mobale, aux ateliers de Kamituga et à certaines exploitations détritiques de la Zalya, est fournie par la Centrale hydro-électrique de Mungombe.

Comité National du Kivu. — La petite usine de Muta, actionnée par moteur diesel, a continué à assurer une petite production d'or par broyage de minerai aurifère filonien et amalgamation.

Cobelmin. — Rien n'a été changé en 1958 à l'usine de broyage et de cyanuration de Namoya, appartenant à la Société Kinorétain et alimentée en énergie par la Centrale Hydroélectrique de Magembe.

B. — CASSITERITE ET MINERAIS ASSOCIES

Compagnie Minière des Grands Lacs Africains. — Au gisement wolframifère de Makumbo, on a activé l'installation et mis en route l'usine de traitement de minerai filonien; des groupes diesel électriques fournissent l'énergie.

Aucun changement n'est à signaler à la centrale d'épuration de la M.G.L. Nord à Butembo, qui traite les concentrés wolframifères et accessoirement des concentrés à colomboantalite par séparation électromagnétique. Elle reçoit également l'énergie de groupes diesel électriques.

A la M.G.L. Centre, l'usine de Nyamukuma (Mutiko), faisant le concassage et le triage de minerais primaires, a été arrêtée après neuf mois d'activité. La centrale d'épuration de Kabunga, alimentée en énergie par la petite centrale hydroélectrique d'Itebero ou par groupe diesel électrique, a fonctionné activement toute l'année, s'attachant particulièrement au traitement de concentrés fins.

A la M.G.L. Sud, aucun changement n'est à signaler à l'usine de Nzombe, traitant des minerais filoniens stannifères ni à celle de Kobokobo faisant la récupération du béryl; toutes les deux sont alimentées en énergie par des moteurs diesel.

A Kamituga, la Centrale d'épuration a continué à assurer la séparation et l'épuration complète de la cassitérite, de la colomboantalite et du wolfram extraits dans les mines du Sud de la M.G.L.

Comité National du Kivu. — Outre l'usine de traitement des greisen stannifères souterrains du Mont Kasilu, le C.N.Ki possède des stations de concassage et d'épuration avec table à secousses et séparateur électromagnétique dans la plupart de ses groupements stannifères. L'énergie utilisée y est par tout d'origine thermique.

Cobelmin. — Malgré le contingentement de l'étain, l'usine de Kamilanga, appartenant à Belgikamines et alimentée en énergie par la Centrale hydroélectrique de la Kunda, n'a guère diminué sa production comparativement à 1958, tout en traitant une masse supérieure de minerai plus pauvre.

Un groupe diesel électrique de 400 kVA a été installé au secteur Kailo pour suppléer à l'insuffisance de la centrale hydroélectrique de l'Ambwe, plus particulièrement en saison sèche; on espère pouvoir supprimer ainsi les dernières machines à vapeur. L'usine de Mokama continue à traiter les minerais filoniens mixtes à cassitérite et wolfram, tandis que le minerai stannifère de Mususa est simplement concassé.

L'importante centrale d'épuration et de séparation de Kailo a traité, en plus de tous les concentrés du secteur, les mixtes des exploitations Kinorétain du Secteur Moga et des exploitations Minerga et Miluba du Secteur Lulingu.

Au Secteur Moga, l'énergie électrique fournie par la centrale hydroélectrique Lubiadja et le groupe diesel électrique de 350 ch, sert surtout à pomper l'eau au sommet des gisements éluvionnaires et accessoirement à deux petites usines de concassage broyage, avec sluices et jig.

Une centrale hydroélectrique reste à signaler au Secteur Lulingu qui jusqu'à présent n'a pas d'usine de traitement.

Symétain. — En 1958, a été mise en service au Secteur Nord la nouvelle centrale hydroélectrique de 3.000 ch installée sur la Belia, s'ajoutant aux centrales de la Lutshurukuru en Secteur Sud.

Les 25 millions de kWh produits par ces deux centrales, ont été utilisés surtout dans les exploita-

tions mécanisées des éluvions ou dans les laveries, équipées de bacs à pistons et qui peuvent être considérées comme de petites usines ; leur nombre a diminué par suite du contingentement de l'étain.

C'est surtout l'usine de Mukuku en Secteur Sud (Kalima) qui a traité des minerais d'origine primaire par concassage et broyage ; en Secteur Nord, la section de concassage de Kubitake a eu une activité moindre.

Géomines. — Aucun changement n'est à signaler aux installations de broyage, aux laveries et au concentrateur.

La fonderie d'étain a continué à traiter toute la production de cassitérite de la Géomines et de la Géoruanda, une bonne partie de celle de Sermikat. Un nouveau four électrique pour coulée d'aciers spéciaux y a été installé.

Vu le contingentement de la production de l'étain, la consommation en énergie électrique de la Géomines est largement satisfaite actuellement par une de ses deux centrales hydroélectriques de Piana, de sorte qu'on fait fonctionner chacune alternativement.

Sermikat. — Quatre laveries ont été en activité en 1958 ; l'une d'elles a été arrêtée en fin d'année.

Géoruanda. — Rien n'est à signaler à propos des laveries qui sont déjà électrifiées avec du courant produit par des groupes diesel électriques ; la fourniture du courant plus économique par la centrale de la Taruka ne posera donc aucun problème technique.

Minétain. — A la Centrale d'épuration et de séparation de Katumba, il a été ajouté en 1958 une station d'essai de broyage, en vue de l'étude des barrés.

Une installation pour le concassage des pegmatites dures et des greisen de la Mine de Katumba N-S a été également mise à l'étude.

Somuki. — Il n'y a pas eu de modifications dans les installations de concassage ni à la laverie de la Somuki. Le développement des exploitations filoniennes a entraîné un usage intensif des compresseurs et l'installation de deux compresseurs fixes de 150 ch chacun ; la consommation d'énergie de Somuki a presque doublé.

L'arrivée de courant hydroélectrique de la Taruka réduira notablement les frais d'énergie.

C. — EXPLOITATIONS DIAMANTIFERES DU KASAI

Il n'y a pas de changement à signaler dans les laveries mobiles utilisées.

A la fin de l'année, on avait pratiquement terminé le gros œuvre de la centrale de triage qui traitera

par le procédé de sink-and-float les concentrés diamantifères fournis par les diverses mines du secteur Lubilash ; on comptait que cette usine entrerait en activité au début du second semestre 1959.

D. — GROUPE DU CUIVRE

(Cuivre - Cobalt - Zinc - Argent - Cadmium - Germanium)

I. — Concentration des minerais.

a) *Usine de concentration des minerais oxydés cuprifères de Jadotville-Panda.*

Ce concentrateur n'a pas fonctionné en 1958 et à la fin de l'année était en cours de démontage.

b) *Usine de concentration des minerais cuprifères et zincifères de Kipushi.*

La capacité de ce concentrateur est restée inchangée, mais des modifications ont été apportées à son flow-sheet pour lui permettre de traiter — ce qui se fait depuis octobre 1958 — des minerais oxydés fournis par les mines de Lukuni et Karavia et par la laverie de Ruashi.

On sait que l'objet principal de ce concentrateur est le flottage simple de minerais cuprifères sulfurés et le flottage différentiel des mixtes cuprifères-zincifères provenant tous de la mine souterraine Prince Léopold de Kipushi.

L'installation de concentration par magnétisme du germanium est en marche continue en fonction du minerai disponible.

c) *Usine de concentration des minerais cuprifères et cupro-cobaltifères oxydés ou mixtes-sulfurés de Kolwezi.*

Aucun changement à signaler à l'usine même ; les aires de stockage ont été étendues.

d) *Laverie de Ruwe.*

Les modifications apportées au flow-sheet ont permis, tout en assurant une production suffisante de graveleux, d'effectuer le lavage des mixtes riches qui se trouvaient en stock.

La laverie de Ruwe a été dotée d'un contrôle, d'un échantillonnage et d'un graissage automatiques.

e) *Laverie de Ruashi.*

Aucune modification n'est à signaler aux installations ; la laverie a fonctionné durant toute l'année, mais à un seul poste, pour traiter du minerai de Lukuni uniquement.

f) *Laverie de Kamoto.*

Rien à signaler.

g) *Concentrateur de Shinkolobwe.*

Malgré un incendie survenu à la mine et qui a forcé à la noyer, le concentrateur a travaillé normalement grâce au stock existant de minerais uranifères.

h) *Concentrateur de Kambove.*

On a construit le bâtiment pour broyage humide, celui pour le groupe diesel de secours, ainsi que l'installation de stockage de carburant ; pour le restant, les travaux ont été momentanément arrêtés.

II. — **Métallurgie.**a) *Usine de convertissage d'Elisabethville-Lubumbashi.*

Rien à signaler.

b) *Usine de Jadotville.*

La conjoncture a freiné dans une certaine mesure la production et les travaux projetés en cours.

Usine de Shituru. — A la division électrolytique cobalt, deux agitateurs Dorr, destinés à fractionner en deux opérations successives le décuivrage de la solution cobaltifère, ont été mis en service en 1958.

A la division électrolytique cuivre, section décantation, le projet d'installation de trois décanteurs-laveurs supplémentaires a été provisoirement abandonné.

A la section de lixiviation-décantation, on a creusé les fondations d'un bureau central qui comportera notamment une centrale de dispatching et de régulation automatique qui commandera les circuits cuivre et cobalt.

Usine des Fours électriques de Panda. — Aucune modification n'est à signaler sauf que le dernier

four monophasé a été équipé d'une hotte de récupération des gaz.

c) *Nouvelle usine de Luilu.*

La construction des nouvelles usines de Luilu s'est poursuivie activement suivant les plannings et avec une régularité parfaite. Les accès à l'usine, par rail et par route, sont achevés.

Les réalisations de 1958 ont comporté : station de pompage et d'épuration d'eau potable, bâtiment de stockage de reprise des concentrés, montage des cuves de lixiviation, montage des décanteurs, tanks pour stockage des solutions, cellules d'électrolyse et bacs de lavage, ponts roulants, pavement de la cave centrale.

La construction des nouveaux bureaux, comportant la future salle de contrôle et de télécommande et la couverture du parc à cuivre, était en cours fin 1958.

Le complexe de la Luilu sera mis en route au second semestre de 1960, et il atteindra sa pleine capacité de production au premier semestre de 1962.

d) *Usine « Metalkat » à Kolwezi.*

Diverses mises au point et modifications ont permis de porter la capacité de l'usine de 40.000 à 50.000 tonnes par an et, en fait, on a produit 53.438 tonnes de zinc électrolytique en 1958.

* * *

Il est intéressant de noter que les quatre centrales hydroélectriques Francqui, Bia, Delcommune et le Marinel, alimentant les usines du groupe du cuivre du Katanga, ont produit en 1958 un total de 2.027 millions de kWh, en augmentation de 5,7 % sur 1957 : 705 millions de kWh ont été exportés vers le Copperbelt Rhodesien.

E. — **EXPLOITATION DE MANGANESE**

La mise au point du nouveau concentrateur par sink-and-float de la Société Bécéka Manganèse s'est parachevée au cours des derniers mois de l'année 1958. Installé en aval de la laverie, il est destiné à traiter des minerais pauvres, à partir de 30 % et peut-être moins.

Concentrateur comme laverie ont une capacité de 100 tonnes par heure.

La ligne électrique à 110 kV Kolwezi-Kisenge (282 km) était en bonne voie de réalisation à la fin de l'année et son achèvement était prévu pour avril 1959.

Il n'existe pas d'usine de traitement à la Sudkat.

F. — **CHARBONNAGES**

Rien n'est à signaler à propos de la laverie des charbonnages de la Luena ; la ligne électrique de 110 kV Tenke-Luena (155 km) a été terminée le 18 août ; il en est résulté la mise à l'arrêt de la centrale thermique utilisant du charbon.

L'électrification du chemin de fer Tenke-Luena était prévue pour le milieu de l'année 1959.

Il n'existe pas de laverie à la Société des charbonnages de la Lukuga près d'Albertville.

CHAPITRE III

CARRIERES - FOURS A CHAUX - CIMENTERIES

Pendant l'année 1958, le Service des Mines s'est attaché à compléter davantage le relevé des carrières permanentes et des fours à chaux du Congo Belge et du Ruanda-Urundi.

Cependant, si les chiffres ci-dessous relatifs à l'année 1958 donnent une idée de plus en plus précise de la situation, il n'est pas possible encore de les considérer comme présentant une exactitude rigoureuse. En outre, ce n'est qu'avec prudence qu'on peut comparer les chiffres de 1958 à ceux de 1957.

A. — Carrières

Sous cette rubrique, nous excluons les carrières alimentant les fours à chaux et cimenteries.

a) *Province de Léopoldville.*

Nombre de carrières permanentes en activité :

Carrières ordinaires	1957	1958
grès et quartzites	36	31
calcaire	6	7
roches granitiques	10	9
sable et gravier	45	40
Total :	97	87

Production des carrières permanentes :

	1957	1958
grès et quartzites	t 1.084.559	1.074.070
calcaire	t 156.925	87.960
roches granitiques	t 99.256	140.210
Somme :	t 1.340.740	1.302.240
sable et gravier	ou m ³ 893.827	868.170
	m ³ 270.430	288.410
Somme :	m³ 1.164.257	1.156.580

Personnel moyen occupé :

1957 : 48 européens et 1.884 congolais
 1958 : 48 européens et 1.854 congolais

b) *Province de l'Equateur.*

Nombre de carrières permanentes en activité :

	1957	1958
grès	4	6
limonite	3	5
sable et gravier	7	19
Total :	14	30

Production des carrières permanentes :

	1957	1958
grès	m ³ 29.123	2.906
limonite	m ³ 795	12.368
sable et gravier	m ³ 30.096	63.535
Total :	m³ 60.014	78.809

Personnel moyen occupé :

1957 : 5 européens et 105 congolais
 1958 : 4 européens et 135 congolais

c) *Province Orientale.*

Nombre de carrières permanentes en activité :

	1957	1958
	30	22

Production des carrières permanentes :

	1957	1958
moellon	m ³ 31.914	24.156
concassé	m ³ 2.013	13.856
gravier	m ³ 37.355	24.725
sable	m ³ 20.160	6.110
Total :	m³ 91.442	68.827

Personnel moyen occupé :

1957 : 7 européens et 646 congolais
 1958 : 7 européens et 566 congolais

Dans la Province Orientale, une très forte production a été réalisée dans des carrières provisoires, plus particulièrement pour des travaux routiers : au total plus de 600.000 m³ de roches diverses ont été extraits.

d) *Province du Kivu.*

Nombre de carrières permanentes en activité :

	1957	1958
	32	24

Production des carrières permanentes :

	1957	1958
moellon	m ³ 24.990	43.984
concassé	m ³ 76.121	13.840
gravier	m ³ 5.591	2.570
sable	m ³ 25.200	13.685
Total :	m³ 131.902	74.079

Personnel moyen occupé :

1957 : 14 européens et 1.674 congolais
 1958 : 8 européens et 479 congolais

e) *Province du Katanga.*

Nombre de carrières permanentes en activité :

1957 : 96, dont 70 pendant toute l'année
 1958 : 100, dont 6 relevant de sociétés minières.

Production des carrières permanentes :

	1957	1958
ballast m ³	146.026	147.838
moellons m ³	138.748	59.375
concassés-pierrailles m ³	65.096	180.384
latérite et limonite m ³	33.536	46.446
gravier m ³	252.615	48.750
sable m ³		104.326
déchets-pierres plates-poussier-terre m ³		
graveleuse-schiste m ³		14.831
Total : m ³	636.021	601.928

Personnel moyen occupé :

1957 : 62 européens et 3.157 congolais
 1958 : 57 européens et 2.685 congolais, dont 10 européens et 484 congolais déjà compris dans les services des entreprises minières.

f) Province du Kasai.

Nombre de carrières permanentes en activité :

1957	1958
24	57

Production totale des carrières permanentes :

	1957	1958
ballast m ³	66.805	49.422
moellons m ³	87.038	77.186
concassé m ³	—	2.860
gravier m ³	152.269	45.052
sable m ³		59.672
Total : m ³	306.112	234.192

Personnel moyen occupé :

1957 : 5 européens et 530 congolais
 1958 : 4 européens et 450 congolais

g) Ruanda-Urundi.

Nombre de carrières permanentes en activité :

1957	1958
17	14

Production des carrières permanentes :

	1957	1958
moellons et concassés de diorite, quartzite et basalte m ³	66.116	71.662
pierres de taille, moellons, concassés et dalles de calcschiste m ³	2.200	984
terre à diatomées m ³	—	277
sable et gravier m ³	11.905	8.589
Total : m ³	80.221	81.512

Personnel moyen occupé :

1957 : 4 européens et 552 travailleurs locaux.
 1958 : 5 européens et 519 travailleurs locaux.

*Récapitulation des carrières permanentes 1958
 (celles alimentant fours à chaux et cimenteries exclues)*

Province	Nombre de carrières	Production totale en m ³	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	87	1.156.590	48	1.854
Equateur	30	78.809	4	135
Orientale	22	68.827	7	566
Kivu	24	74.079	8	479
Katanga	100	601.928	57	2.685
Kasai	57	234.192	4	450
Congo Belge	320	2.214.425	128	6.169
Ruanda-Urundi	14	81.512	5	519
Total en 1958	334	2.295.937	133	6.688
contre 1957	310	2.469.969	145	8.548

Du personnel renseigné ci-dessus pour 1958, il y a 10 européens et 484 congolais déjà signalés parmi le personnel des sociétés minières. Le nombre de carrières intervenant dans les statistiques a augmenté, mais le personnel occupé et les productions montrent une certaine réduction.

B. — Chaux

Le producteur le plus important de chaux au Congo est l'Union Minière du Haut-Katanga, qui a produit 75.184 tonnes en 1958.

Par Province, les productions se sont réparties comme suit :

	1957	1958
Province de Léopoldville	6.781	7.374
Equateur	—	—
Province Orientale	936	1.123
Kivu	3.054	3.831
Katanga	97.124	80.832
Kasai	1.145	631
Total Congo Belge	109.040	93.791
Ruanda-Urundi	940	1.258
Total C.B. + R.U.	109.980	95.049

En plus d'un four horizontal rotatif et de 6 fours verticaux fixes utilisés par l'Union Minière, une quarantaine de fours furent actifs au Congo et une demi-douzaine au Ruanda-Urundi pendant l'année 1958.

Le personnel total moyen occupé à l'extraction du calcaire nécessaire et à la fabrication de la chaux est d'environ 30 européens et 1.100 indigènes, dont 15 européens et 410 indigènes sont déjà compris dans le personnel des entreprises minières.

C. — Cimenteries

Les trois cimenteries établies au Katanga, la cimenterie établie au Bas-Congo et celle mise en marche au Kivu dans le courant de 1958, ont produit globalement en cette année 391.442 tonnes de ciment, alors que la production congolaise s'était élevée à 465.014 tonnes en 1957. La réduction a donc été de 73.572 tonnes ou 15,8 %.

Le personnel occupé, y compris celui extrayant la matière première dans les carrières, a été de 142 européens et 2.250 congolais.

Il y a lieu de noter qu'il existe au Ruanda-Urundi une usine produisant du ciment à partir de klinker importé du Congo ; sa production ne change pas l'ordre de grandeur des chiffres donnés ci-dessus.

CHAPITRE IV

EXPLOSIFS

Les importations congolaises ont atteint en 1958 :

	Explosifs en t	Mèche et cordeau en m
Explosifs à usage industriel	320	
Explosifs N.S.D.	862	
Mèche et cordeau détonant		5.536.190
Total importation	1.182	5.536.190
La production congolaise atteint	2.688	2.263.182
Total importation + fabrication	3.870	7.799.372
contre en 1957	5.088	8.874.104

Il y a lieu toutefois de noter que des produits explosifs importés entrent dans la fabrication locale d'explosifs (481 tonnes en 1957 et 425 tonnes en 1958) de sorte que la quantité disponible pour la consommation à la suite des importations et de la production locale a atteint

4.607 tonnes en 1957
et 3.445 tonnes en 1958.

La consommation d'explosifs des entreprises minières a atteint les chiffres suivants en 1958 :

Province	Dynamites et assimilés en kg	Détonateurs		Mèche en mètres	Cordeau détonant en mètres
		A mèches en unités	Electriques en unités		
Léopoldville	25	—	100	—	—
Equateur	—	—	—	—	—
Province Orientale	254.107	51.655	573.471	66.752	22.340
Kivu	144.634	371.731	111.348	621.278	1.000
Katanga	2.604.899	1.447.952	182.023	4.133.087	812.506
Kasai	—	—	—	—	—
Congo	3.003.665	1.871.338	866.942	4.821.117	835.846
Ruanda-Urundi	121.706	180.123	147.357	336.742	—
Total Mines Congo + R.-U.					
en 1958	3.125.371	2.051.461	1.014.299	5.157.859	835.846
contre 1957	3.540.099	2.207.073	914.058	6.493.771	1.152.270

Dans l'ensemble des mines et carrières, y compris celles alimentant les fours à chaux et les cimenteries, les consommations d'explosifs s'établissent finalement comme suit :

	1957	1958
Poudre noire	1	2 tonnes
Dynamite et assimilés	3.818	et 3.457 tonnes
Détonateurs à mèche	2.653	et 2.624 milliers de pièces
Détonateurs électriques	1.008	et 1.279 milliers de pièces
Mèche Bickford	7.254	et 5.988 milliers de mètres
Cordeau détonant	1.587	et 1.272 milliers de mètres

En ce qui concerne la consommation d'explosifs, la régression commencée en 1957 a donc continué en 1958, par contre, il y a eu une augmentation de la consommation de détonateurs électriques.

Il y a lieu de noter que l'excédent des importations et production sur la consommation des mines et carrières, s'explique indépendamment des variations de stock, par les consommations assez importantes d'explosifs pour travaux de génie civil et pour débroussages préparatoires à l'établissement de plantations.

CHAPITRE V

CENTRE DE RECHERCHES MINIERES A BUKAVU

1°) Au cours de l'année 1958, la Section Chimie, en coopération avec les sociétés minières de l'Est du Congo et du Ruanda-Urundi, s'est spécialement attachée à étudier dans quels cas les méthodes géochimiques mises au point pour l'étain, le wolfram et le béryl, donnaient des résultats intéressants. Il s'est avéré, à l'usage, que la géochimie présentait un intérêt réel pour la plupart des cas étudiés.

La mise au point de méthodes pour la recherche et l'étude superficielle des gisements uranifères a fait l'objet de plusieurs travaux, soit sur les eaux de source, soit sur les terrains de surface. Les résultats obtenus ont démontré que ces méthodes présentaient de l'intérêt.

A la fin de l'année, le Centre a été pourvu d'un spectrographe à rayon X qui rend de très grands services pour l'étude qualitative et quantitative des éléments lourds.

La Section Chimie a effectué de nombreuses analyses demandées par les services gouvernementaux et par la Section de Traitement des Minerais.

Pour l'année 1958, 2.503 échantillons ont été étudiés donnant lieu à 88 examens physiques, 3.679 examens chimiques et 1.977 examens spectraux.

2°) La Section Traitement des Minerais a commencé à travailler activement pendant l'année 1958.

Dans le domaine minier, plusieurs problèmes de récupération économique de la cassitérite, du wolfram et de la tantalocolombite ont été étudiés et menés à conclusion. De même, deux problèmes de récupération d'or ont été étudiés jusqu'à la détermination de flow-sheet.

Dans le domaine des engrais et amendements d'origine locale, les différentes substances du Kivu pouvant servir à cet usage ont fait l'objet d'études méthodiques. En collaboration avec le Service de l'Agriculture et l'Inéac, des programmes d'essais sur terrain ont été mis au point, pour le calcaire. De tels essais seront multipliés en fonction des possibilités.

3°) La Section Documentation a pu commencer à fonctionner en 1958. Elle recueille et met à la disposition des intéressés toutes les études qui peuvent aider au développement des industries minérales du Congo.

4°) L'implantation de la Section Valorisation des Produits Minéraux fait encore l'objet d'études.

CHAPITRE VI.

MAIN-D'ŒUVRE

I. — SITUATION

Les chiffres de main-d'œuvre, dont il sera question dans le présent chapitre, représentent les effec-

tifs moyens occupés dans les mines au cours de l'année.

Ils s'établissent comme suit pour 1958.

Moyenne pour 1958 des effectifs européens et indigènes dans les exploitations minières du Congo Belge et du Ruanda-Urundi.

Province	M.O.E.	M.O.I.
Léopoldville	11	182
Equateur	—	—
Orientale	231	13.006
Kivu	430	29.812
Katanga	2.310	28.179
Kasaï	281	16.034
Total :		
Congo Belge	3.263	87.213
Ruanda-Urundi	96	8.348
Total Congo Belge et Ruanda-Urundi ...	3.359	95.561
Total correspondant 1957	3.730	114.180

La comparaison avec les effectifs employés en 1957 permet de dégager les faits suivants :

a) Dans la Province de **Léopoldville**, les effectifs sont en nouvelle diminution : 10 unités ou 47,6 % pour la M.O.E. et 208 unités ou 53,3 % pour la M.O.I.

Ceci résulte d'une diminution, d'une part, des prospections de Bamoco et, d'autre part, des exploitations de sables asphaltiques par la Sobiasco qui a même arrêté ses travaux en 1958 ; les prospections pour bauxite de la Forminière n'ont commencé qu'à la fin de l'année.

b) Notons que la Province de **l'Equateur** continue à être privée de toute activité minière.

c) Dans la Province **Orientale**, nous relevons une diminution de 14 unités ou 5,7 % dans la M.O.E. et de 1.068 unités ou 7,6 % dans la M.O.I. Cette diminution provient surtout de l'abandon progressif des exploitations aurifères détritiques.

d) Dans la Province du **Kivu**, la M.O.E. a diminué de 47 unités ou 9,9 % et la M.O.I. de 5.005 unités ou 14,4 %. La cause en est surtout dans la réduction imposée de la production stannifère à la suite du contingentement des exportations d'étain métal ou contenu dans les concentrés.

e) Au **Katanga**, les effectifs moyens ont diminué entre 1957 et 1958 de 209 unités ou 8,3 % pour la M.O.E. et de 3.020 unités ou 9,7 % pour la M.O.I. La cause en réside dans la réduction d'activité subie par le groupe du cuivre, par les charbonnages, par l'exploitation stannifère.

f) Dans la Province du **Kasaï**, la statistique indique 55 unités en moins pour la M.O.E. et 4.392 pour la M.O.I., soit respectivement 16,4 et 21,5 % en moins. Seule la rationalisation est en cause ici.

g) Au **Ruanda-Urundi**, la réduction de la main-d'œuvre s'est précipitée en 1958, la M.O.E. diminuant de 36 unités et la M.O.I. de 4.926, soit respectivement de 27,3 % et 37,1 %.

Les cours défavorables du wolfram ont entraîné de nouvelles fermetures de mines ou réductions d'activité ; le contingentement des exportations d'étain a entraîné une réduction de la production, par fermeture des mines les moins rentables ; accessoirement il y a eu l'abandon des exploitations de bastnaésite et d'amblygonite et la diminution des prospections.

h) Finalement pour l'ensemble des mines du Congo Belge et du Ruanda-Urundi, les effectifs ont présenté, de 1957 à 1958, des réductions de

371 unités ou 10,0 % pour la M.O.E.
18.619 unités ou 16,3 % pour la M.O.I.

et comme nous avons vu plus haut cette diminution est sensible dans toutes les Provinces, et particulièrement dans le Ruanda-Urundi.

Il est intéressant de noter que partout le pourcentage de réduction de la M.O.E. a été moindre que celui de la M.O.I., ce qui s'explique par les nécessités inhérentes à la mécanisation.

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.

Répartition moyenne de la main-d'œuvre employée dans les mines en 1958.

Province	Exploitation		Usines trait.		Prospection		Services div.		Totaux	
	M.O.E.	M.O.I.	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	—	—	—	—	5	71	6	111	11	182
Orientale	59	6.738	15	708	13	683	144	4.877	231	13.006
Kivu	189	24.008	12	715	33	999	196	4.090	450	29.812
Katanga	844	15.730	584	5.473	80	1.058	802	5.918	2.310	28.179
Kasaï	254	15.089	—	—	18	921	9	24	281	16.034
Total Congo Belge	1.546	61.565	611	6.896	149	5.732	1.157	15.020	3.263	87.213
Ruanda-Urundi	73	7.625	1	35	7	342	15	346	96	8.348
Total Congo Belge et Ruanda-Urundi	1.419	69.190	612	6.931	156	4.074	1.172	15.366	3.359	95.561
Totaux 1957	1.682	86.459	669	7.700	197	5.247	1.182	14.774	3.730	114.180
Totaux 1956	1.636	92.776	660	8.333	206	6.347	1.147	16.388	3.649	123.848

On voit que c'est de nouveau à l'exploitation que la réduction a été la plus forte en nombre absolu ; à la prospection la réduction a été la plus forte en pourcents ; aux services divers, la M.O.I. a augmenté.

II. — PRODUCTIVITE DE LA MAIN-D'ŒUVRE

Dans les tableaux ci-après, il a été calculé les rendements moyens en poids (sauf pour le groupe fort éclectique du cuivre) et en valeur des diverses productions minières, mais en négligeant les petits postes, sel et sables bitumineux.

Une rubrique spéciale a été faite pour le poste béryl ; sous le titre « Cassitérite, Colombotantalite, Wolfram et Mixtes », la plus-value de fusion de l'étain métal produit au Congo a été ajoutée.

Les rendements ont été obtenus en divisant, soit le poids de la production, soit la valeur de réalisation de cette production par le chiffre des effectifs moyens occupés pendant l'année 1958.

Au point de vue de la productivité en valeur, il ne faut pas perdre de vue que nous avons pris les valeurs de réalisation et que, pour arriver à la valeur carreau mine, qui constitue la base de la recette du producteur par européen ou indigène occupé, il faut en déduire généralement des droits de sortie, parfois élevés, et des frais de transport constituant un pourcentage d'autant plus grand du prix de réalisation que celui-ci est peu élevé.

La valeur totale ne comprend pas la valeur du sel et des sables bitumineux ; la main-d'œuvre totale ne comprend ni le personnel affecté à ces deux exploitations ni les effectifs des entreprises dont l'activité est limitée aux prospections.

Congo belge 1958.

Substances extraites	Main-d'œuvre		Rendement annuel			
	M.O.I.	M.O.E.	M.O.E.		M.O.I.	
			Poids	Valeur de réalisation en F	Poids	Valeur de réalisation en F
Or alluvionnaire 2.817 kg valant 150.008.000 F	95	8.936	29.653 g	1.673.768	317 g	17.874
Or filonien 8.084 kg valant 456.310.000 F	218	9.042	37.083 g	2.093.165	894 g	50.466
Diamants du Kasai 669.329 carats valant 249.660.000 F	82	9.970	8.161 ct	3.044.634	67 ct	25.041
Diamants du Lubilash 16.004.145 carats va- lant 1.779.661.000 F	199	6.064	80.423 ct	8.943.020	2.639 ct	293.480
Cassitérite - Colombotantalite - Wolfram et Mixtes 14.886 t valant 1.061.959.000 F	482	29.146	30.842 kg	2.203.234	510 kg	36.436
Béryl 964 t valant 20.244.000 F	3	293	32.133 kg	6.748.000	3.290 kg	69.092
Cuivre - Cobalt - Zinc Argent - Cadmium - Germanium - Plomb et récupérations Valeur: 8.581.979.000 F	2.092	21.404		4.102.284		400.952
Minerais de Manganèse 538.145 t valant 929.899 F	42	1.006	8.051 t	22.140.452	336 t	924.353
Charbon 294.323 t valant 114.786.000 F	33	1.039	8.919 t	3.478.364	283 t	110.477
Totaux et moyennes pour les productions ci-dessous 13.553.506.000 F	3.246	86.900		4.113.834		153.665
Chiffres correspondants 1957	3.576	100.484		4.231.703		150.596

En ce qui concerne le Ruanda-Urundi, toute la production aurifère est alluvionnaire et les produits

accessoires, bastnaésite, béryl et amblygonite ont été considérés globalement.

Ruanda-Urundi 1958.

Substances extraites	Main-d'œuvre		Rendement annuel			
	M.O.E.	M.O.I.	M.O.E.		M.O.I.	
			Poids	Valeur de réalisation en F	Poids	Valeur de réalisation en F
Or alluvionnaire 120 kg valant 6.774.000 F	5	750	24.000 g	1.354.800	160 g	9.032
Cassitérite - Colombotantalite - Wolfram et mixtes 2.397 t valant 169.507.000 F	89	7.526	26.934 kg	1.904.573	318 kg	22.520
Bastnaésite - Béryl - Amblygonite 58,7 t valant 981.000 F		47			1.249 kg	20.872
Totaux et moyennes pour Ruanda-Urundi 177.262.000 F	94	8.323		1.885.766		21.298
Chiffres correspondants 1957	127	13.233		2.092.496		20.082

L'examen comparatif des productions de 1957 et 1958 nous fournit les constatations suivantes.

a) Pour les exploitations aurifères détritiques, la productivité par européen a diminué au Congo et au Ruanda-Urundi ; la productivité par indigène a augmenté au Congo et diminué au Ruanda-Urundi, qu'on considère les poids ou les valeurs.

Concentration dans des placers plus riches, nécessités par l'augmentation du coût de main-d'œuvre, plus grand éparpillement des exploitations combiné avec les nécessités de la surveillance, expliquent les variations des rendements au Congo, tandis qu'au Ruanda-Urundi l'exploitation par orpillage de gisements en voie d'épuisement, sans aucune nouvelle découverte, doit nécessairement entraîner la réduction générale des rendements.

b) Dans les exploitations d'or provenant des gîtes primaires, réalisées au Congo seulement, la productivité par européen a légèrement augmenté de 1957 à 1958, celle par travailleur indigène a légèrement diminué, tant en valeur qu'en poids.

En 1958, il y a eu par européen occupé une production d'or primaire égale à 1,25 fois la production d'or détritique; par travailleur indigène, la production d'or primaire a été de 2,82 fois celle de l'or détritique. L'explication s'en trouve dans les teneurs plus élevées des minerais primaires, exploités par des moyens mécaniques plus poussés, exigeant une plus forte surveillance technique.

c) Dans les exploitations de diamants du Kasai comme du Lubilash, les rendements annuels M.O.E. et M.O.I. ont augmenté en poids et encore plus en valeur.

d) Dans les exploitations de cassitérite, colombotantalite et wolfram du Congo Belge, nous constatons de 1957 à 1958, une diminution

des rendements M.O.E. de 33.082 kg à 29.146 kg ou de 2.501.370 F à 2.203.234 F
des rendements M.O.I. de 537 kg à 510 kg ou de 40.594 F à 36.436 F

Faible réduction du prix de l'étain, contingentement de ce métal ayant nécessité une réduction de production incomplètement compensée par une réduction de frais généraux, chute des cours du wolfram sont ici la cause.

Au Ruanda-Urundi, les rendements largement inférieurs à ceux du Congo, passent

pour la M.O.E. de 27.450 kg à 26.934 kg
ou de 1.998.508 F à 1.904.573 F
pour la M.O.I. de 268 kg à 318 kg
ou de 19.526 F à 22.520 F,

la réduction de production ayant été obtenue davantage par l'abandon de gisements peu rentables et une diminution corrélativement plus forte de la M.O.I. qu'au Congo.

e) Dans le groupe du cuivre, il est intéressant de relever les rendements M.O.E. et M.O.I. respectivement depuis

1956 : 6.776.306 F et 612.724 F
en passant en 1957 par : 4.474.800 F et 429.569 F
pour arriver en 1958 à : 4.102.284 F et 400.952 F

Après la chute de 1956 à 1957, le rendement en francs a donc continué à diminuer, mais dans une mesure beaucoup plus faible pour 1958. Ce sont surtout les baisses de prix, accessoirement les réductions des productions de cuivre et de cobalt, qui ont provoqué ces diminutions des rendements, qui restent pourtant encore élevés.

f) Pour le manganèse, les rendements poids et valeur par européen comme par travailleur indigène

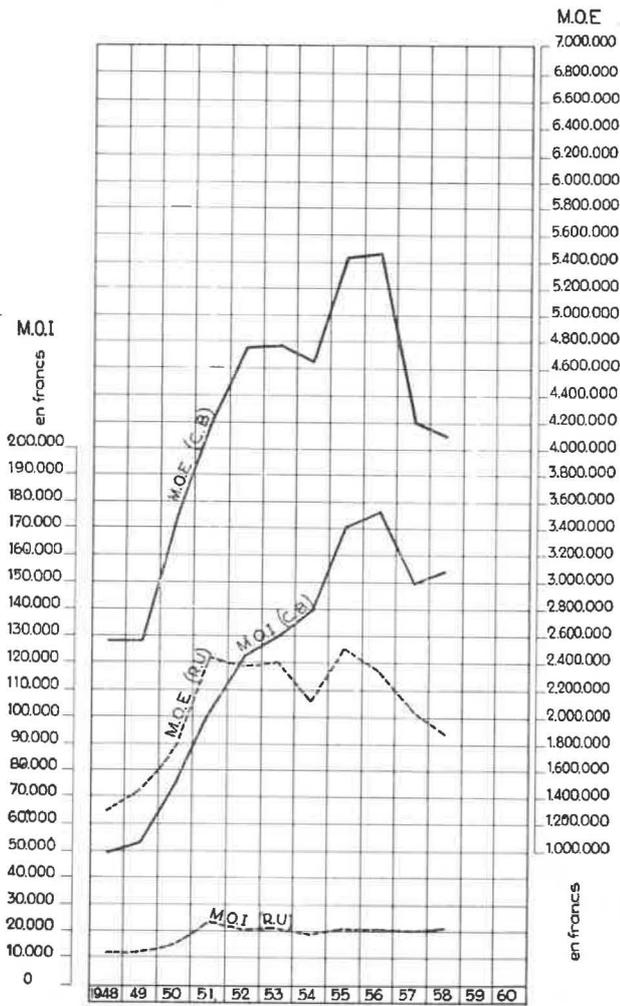


Fig. 6. — Rendement en valeur de la M.O.

occupé sont en légère diminution ; à noter que les chiffres très élevés des valeurs comprennent d'importants frais de transport payés aux chemins de fer comme aux transporteurs maritimes.

g) Les rendements des charbonnages sont tombés de 1957 à 1958

pour la M.O.E. de 10.827 t à 8.919 t
 ou de 3.973.509 F à 3.478.364 F
 pour la M.O.I. de 365 t à 283 t
 ou de 133.955 F à 110.477 F.

La réduction de production n'a pu être compensée par une réduction suffisante des effectifs.

h) Pour l'ensemble des mines du Congo, la valeur de la production passe de 1957 à 1958 :

par européen de 4.231.703 F à 4.113.834 F soit une réduction de 2,8 %
 par travailleur indigène de 150.596 F à 153.665 F soit une augmentation de 2 %.

La faible réduction de rendement M.O.E. combinée avec un léger redressement du rendement M.O.I., après la chute 1956-1957, montre bien que le fond de la dépression minière a été dépassé au Congo dans le courant de 1958.

Il ne faut pas perdre de vue toutefois que ces moyennes cachent des extrêmes et que certaines exploitations minières, plus particulièrement d'or détritique, de diamants du Kasai, de cassitérite, de wolfram, sont à la limite de la rentabilité, de sorte que toute augmentation du prix de revient, comme toute diminution de leur prix de réalisation, aurait pour effet inévitable leur fermeture et le licenciement d'un nombre de travailleurs d'autant plus grand qu'il s'agit nécessairement des exploitations ayant le plus faible rendement.

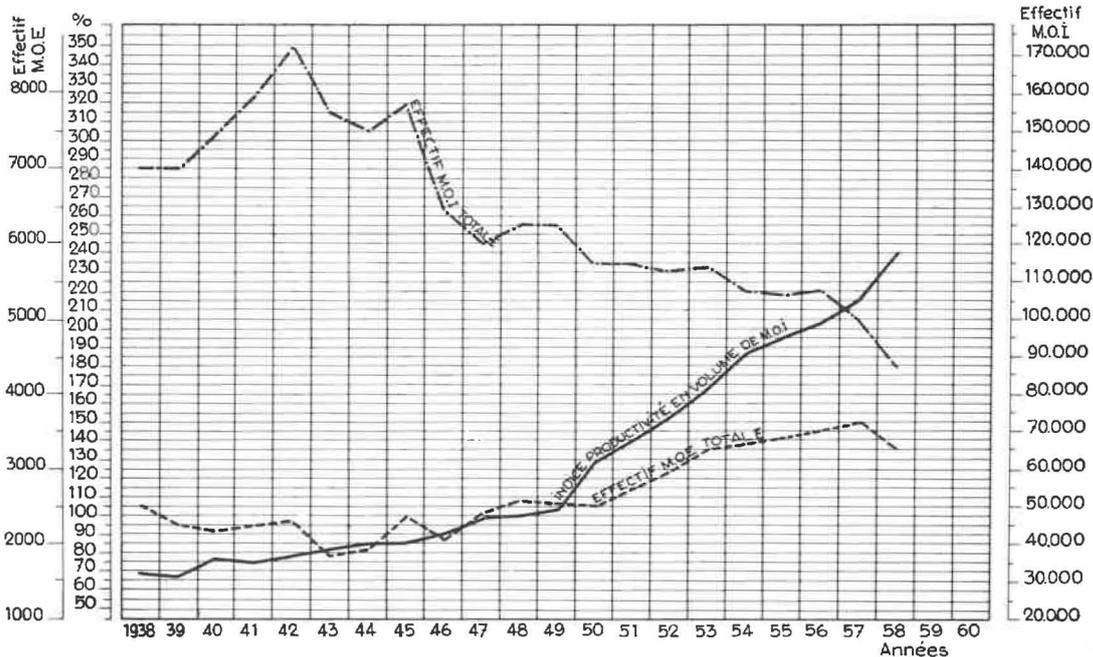


Fig. 7. — M.O. et productivité en volume au Congo belge

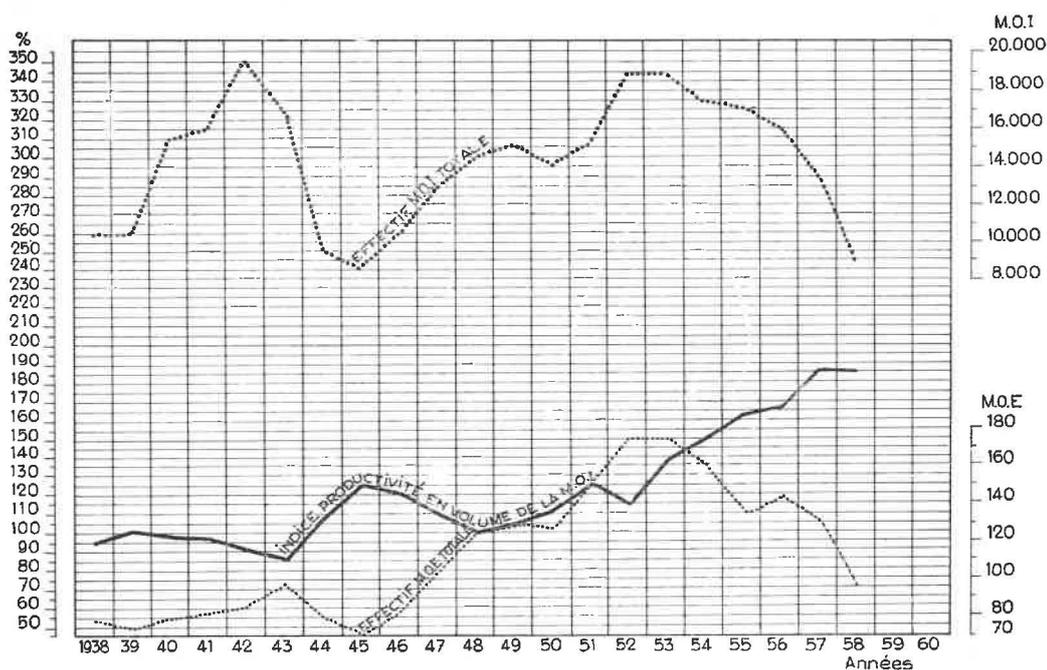


Fig. 8. — M.O. et productivité en volume au Ruanda-Urundi

i) Pour l'ensemble des mines du Ruanda-Urundi, la valeur de la production passe de : 1957 à 1958 :

par européen de 2.092.496 F à 1.885.766 F soit une réduction de 9,9 %

par travailleur indigène de 20.082 F à 21.298 F soit une augmentation de 6,1 %.

j) Les diagrammes (fig. 7 et 8) donnent la variation de la productivité en valeur de la main-d'œuvre de 1948 à 1958.

Pour l'ensemble des mines du Congo, cette productivité a augmenté de façon continue de 49.091 F par travailleur indigène en 1948 à 178.246 F en 1956 pour descendre à 150.596 F en 1957 et remonter à 153.665 F en 1958.

Au Ruanda-Urundi, le rendement M.O.I. est passé par contre de 11.112 F en 1948 au maximum de 23.339 F (dû aux prix très élevés de l'étain et du wolfram) en 1951 pour se rapprocher et se maintenir ensuite près des 20.000 F (20.082 F en 1957) et remonter à 21.298 F en 1958.

On se rend compte immédiatement que les entreprises minières du Ruanda-Urundi sont incapables de rémunérer leurs travailleurs sur les mêmes bases que les exploitations correspondantes du Congo Belge. Le jour où la fourniture de courant électrique permettra à bon marché d'origine hydroélectrique permettra de réduire les prix de revient, la situation se présentera plus favorablement.

III. — VARIATIONS DE L'INDICE DE LA PRODUCTIVITE EN VOLUME PONDERE ENTRE LES ANNEES 1948 ET 1958

Au chapitre de la production, nous avons donné le mode de calcul du volume pondéré de la production pour l'ensemble des mines du Congo Belge, l'indice 1948 constituant la base 100,00 et nous avons trouvé ainsi pour 1958 le chiffre de 166,693, tandis que pour le Ruanda-Urundi nous trouvons 106,253.

En divisant l'indice de volume pondéré par le chiffre de la main-d'œuvre indigène employée pendant l'année correspondante, et en considérant comme 100 le résultat de l'année 1948, nous obtenons un indice de la productivité en volume pondéré de la main-d'œuvre : pour 1958, ces indices sont respectivement de 240,31 pour le Congo et 184,11 pour le Ruanda-Urundi.

Le diagramme 7 nous montre que, depuis 1938 et à part une légère inflexion au cours de la guerre, la courbe de la productivité minière en volume du Congo Belge est continuellement ascendante. En fin de compte, l'indice passe de 67 en 1938 à 216,46 en 1957 et, par un saut brusque de 24 points, monte à 240,31 en 1958. La dépression a donc provoqué un usage de plus en plus rationnel des moyens de production, de plus en plus perfectionnés d'ailleurs, de l'industrie minière congolaise.

Dans les mines du Ruanda-Urundi, l'allure de l'indice de productivité de la M.O.I. en volume est plus irrégulière ; parti de 95 en 1938, il dépasse légèrement 100 en 1939, baisse jusque 85 en 1943, monte à 125 en 1945, redescend à 100 en 1948, pour

monter ensuite progressivement, sauf une petite chute en 1951, jusqu'à un maximum de 185,41 en 1957 et redescendre à 184,11 en 1958. Seule une mécanisation plus poussée, basée sur de l'énergie électrique à bon marché, peut améliorer la productivité en volume au Ruanda-Urundi.

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.

En 1958, la M.O.E. comme la M.O.I. est donc en réduction : la M.O.E., qui avait augmenté d'une façon continue depuis 1950, s'est réduite à un niveau intermédiaire entre ceux de 1952 et 1953 ; la M.O.I. est tombée au chiffre le plus bas depuis 1938 et à 49,55 % du maximum de 192.861 travailleurs atteint en 1942. On retiendra toutefois que son rendement en volume a atteint en 1958 un maximum.

Quant au rapport entre la main-d'œuvre européenne et la main-d'œuvre autochtone, il augmente et présente les chiffres caractéristiques ci-dessous :

1938	66
1942	81
1943	89
1948	52
1953	43
1956	34
1957	31
1958	28

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	3.421	132.950
1954	3.467	125.225
1955	3.516	123.126
1956	3.649	123.844
1957	3.730	114.180
1958	3.359	95.561

et reflète bien le développement continu de la mécanisation.

Léopoldville, le 6 août 1959
 Le Directeur-Chef de Service,
 A. VAES

Sélection des fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet*, à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.
- b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet*, donnant des vues sur toutes les nouveautés. C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE. GISEMENTS. PROSPECTION. SONDAGES.

IND. A 25413

Fiche n° 24.987

A. DELMER et J. GRAULICH. Solution de quelques problèmes de stratigraphie houillère par la découverte de niveaux à Goniatites. — *Bull. Soc. Belge de Géologie*, 1959, 15 juin, p. 425/453, 12 fig.

Les auteurs étudient d'abord la zone à *Gastrioceras* dans le massif de Herve et signalent entre autres la présence du niveau de Schieferbank avec *Gastrioceras Cumbriense*. Dans le 2^{me} chapitre, ils déterminent l'âge exact du Houiller du massif de Theux dans lequel ils annoncent la présence du niveau à *Cravenoceras holmesi*. Ce niveau, signalé pour la première fois en Belgique, a également été retrouvé dans le petit bassin houiller de Clavier (synclorium de Dinant); il date les couches de houille de ce massif.

Dans le synclorium de Namur, la découverte du niveau à *Homocera*toïdes *prereticulatus* date la veine Fort d'Orange du bassin de Namur.

Les auteurs terminent par la description de la stampe du Namurien inférieur du massif de la Gueule (Gemmenich).

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 110

Fiche n° 24.843

H. Mac CONACHIE. Shaft sinking practice in South Africa. *La pratique du fonçage des puits en Afrique du Sud*.

D. JAMIESON et M. PEARSE. Shaft planning for mines in the new consolidated golf fields group. *Planning des puits dans l'Etat d'Orange*. — *Jl of the S. African Inst. of Mining and Metallurgy*, 1959, juin, p. 569/595, 7 fig., 8 photos, p. 596/619, 8 fig.

Il y a 15 ans, les puits en Afrique du Sud étaient pratiquement tous de section rectangulaire boisée, la section circulaire bétonnée ne permettant pas les mêmes avancements. Actuellement, le perfectionnement des méthodes a permis d'obtenir les avancements rapides nécessaires dans le fonçage des puits circulaires qui atteignent des profondeurs records. On est en voie d'atteindre 300 m par mois. L'article envisage successivement les installations de recette, chevalements et engins d'extraction, bétonnage, mélange, distribution du béton, planchers suspendus à étages multiples, cintres.

Le déblaiement du fond est pratiqué par des moyens mécaniques : grappins, dont il existe différents types conçus pour agir efficacement dans toute la section du puits, suspendus en dessous du plancher de protection.

L'article traite enfin de l'organisation du travail de fonçage, personnel, chronométrage du cycle de fonçage et du bétonnage, et de la cimentation des terrains par trous de sonde en vue d'étancher les fissures aquifères.

Le second article traite des aspects économiques.

IND. B 116

Fiche n° 24.901

B. KOCHANOWSKY. Neuerungen bei Schachtbauverfahren in den U.S.A. *Nouveautés dans le creusement des puits aux E.-U.* — Nobel Hefte, 1959, juillet, p. 196/204, 13 fig.

I. Mécanisation courante : jumbo Ingersoll avec 6 perforateurs orientables dans tous les sens, le service sur la plate-forme ne demande que 2 h ; on utilise des marteaux puissants avec injection d'eau centrale dans le fleuret. Pour le chargement des déblais, le grappin Cryderman est recommandable ou, en variante, la pelle Eimco 360.

II. Pour des puits de faible profondeur, une nouvelle méthode a été inaugurée à la mine de charbon Glen Castle Mine, Ohio, par son directeur J. D. Reilly : en principe, au lieu d'un bouchon, on creuse à la périphérie du puits une série dense de trous non chargés : au début, on forait avec un perforateur Joy BH-58 deux couronnes de trous non chargés de 216 mm de Ø. Actuellement, on ne fore plus qu'une couronne extérieure avec une 2^e près du centre et, en ce point, un trou de mine rempli de sable. Jusqu'à présent, on l'a utilisée jusqu'à une profondeur de 25 m, mais on escompte pouvoir la porter à 100 m avec un outillage perfectionné.

III. Pour le creusement des puits intérieurs à la Cary Mine (Wis.), on emploie la méthode suivante (également courante dans les mines de cuivre du Tennessee) : on fore un trou de sonde entre 2 niveaux ; du niveau supérieur on descend un câble auquel on attache une cagette et on monte avec un avant-puits de 1,80 m où l'on fore et tire des séries de 9 mines ; les pierres sont chargées par scraper. On porte enfin la section du puits à son diamètre final.

IV. La Zeni Corporation, en collaboration avec la Hughes Tool Co, a créé une machine de creusement assez semblable à la Salzgitter et qui débite des carottes de 1,80 m Ø. Elle comporte un tubage épais avec des molettes inclinées à 45° pour mordre dans la saignée (2 molettes d'épaisseur). Avec une équipe de 4 hommes, on réalise des avancements de 2,75 m/poste de 8 heures. On a ainsi creusé en descendant un puits de 155 m (vue de la machine Zeni au travail avec 2 hommes sur une plate-forme).

IND. B 12

Fiche n° 24.830

F. POTTER. Shaft furnishing and change over at Bilston Glen colliery n° 2 shaft. *Équipement de puits et transformation au puits n° 2 du charbonnage de Bilston Glen.* — Mining Electrical and Mechanical Engineer, 1959, juin, p. 337/346, 8 fig.

Le puits n° 2 de Glen Bilston, Ecosse, foncé de 1953 à 1957, circulaire, revêtu de béton, 6 m de diamètre \times 700 m environ, est destiné à extraire 4.000 t/jour. L'équipement pour deux cages en alliage d'aluminium, guidonnage en bois avec mains courantes à ressorts et rouleaux en caoutchouc, comprend les conduites de refoulement d'eau de 30 cm de diamètre enduites de bitume, d'incendie : 75 mm de diamètre, d'air comprimé : 20 cm de diamètre et de descente du béton pour la construction des recettes : 15 cm de diamètre, plus 5 câbles électriques. L'organisation du travail d'équipement a été prévue en détail, délimitant les prestations réciproques du National Coal Board, commettant, et des firmes d'entreprise exécutantes. L'article décrit les dispositions prises pour les vérifications de verticalité, les planchers suspendus du travail de pose des partibures, guides, câbles, etc..., placement des colonnes de tuyaux. Des précautions ont été prises pour limiter à une stricte tolérance les erreurs cumulatives dans l'écartement des partibures par des procédés de calibrage rigoureux dont une partie a été réalisée à la surface. Les guides en bois ont subi des vérifications analogues. Grâce à cette organisation méthodique, le guidonnage a pu être posé sans mécompte à une vitesse de 30 m par poste. La documentation renseigne enfin sur les installations de surface, recettes, le démontage du chevalement provisoire de fonçage, les transformations pour l'installation définitive, la pose des câbles, leurs attaches, la mise à terril, etc...

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 21

Fiche n° 24.975

G. HUBER. Ring cut proves promising basis for universal drift round. *Disposition en cercle des trous de desserrement dans les volées de tir en galeries.* — Engineering & Mining Journal, 1959, juillet, p. 78/81, 6 fig.

L'efficacité du tir en galerie avec un minimum d'explosif demande généralement le tir de quelques trous au centre de la section pour desserrer les roches. Ces trous sont convergents ou parallèles suivant les cas. La profondeur de ces trous et leur charge dépendent surtout de la section et de la nature des roches. Une disposition recommandable de ces trous de desserrement est de les répartir sur un cercle d'environ 0,60 m Ø autour d'un ou deux trous centraux, au nombre de 4 ou 6, forés parallèlement à la direction de la galerie. Des expériences ont été

faites au Stanford Research Institute pour déterminer les résistances des différents types de roches dont dépendent l'efficacité des tirs et les charges à utiliser. On a déterminé aussi les profondeurs de trous admissibles pour le tir dans différentes conditions. Les essais ont aussi donné des indications sur la distance à laquelle peuvent être projetés les débris des trous de desserrement parallèles et disposés en cercle, avec un plan de tir rationnel.

IND. C 234

Fiche n° 24.891

K. BERGER, J. FOURESTIER et M. SCHWENKHAGEN. Blitzschutz für elektrische Sprengzünder im Stollenbau. *Protection des amorçages électriques contre la foudre dans le creusement des galeries débouchant au jour.* — Nobel Hefte, 1959, juillet, p. 149/159, 6 fig.

Discussion par un groupe de spécialistes internationaux des raisons ayant provoqué à différentes reprises des départs prématurés d'amorçages électriques de coups de mine au cours du creusement de galeries débouchant au jour, à la suite de coups de foudre frappant le sol soit au-dessus de la galerie, soit à son débouché. Accord unanime des auteurs sur ces raisons. Examen des différents moyens proposés pour parer à ce danger. Ceux pratiquement à retenir pour l'instant paraissent l'emploi d'amorçages dits HU (*hochunempfindliche* = à haute insensibilité) récemment mis sur le marché qui ne présentent aucun inconvénient, ou l'organisation d'un système d'avertissement des orages au chantier pour interrompre le chargement des coups. (Résumé Cerchar Paris).

IND. C 4220

Fiche n° 24.755

I. EVANS, C. POMEROY et R. DAVIES. An apparatus for assessing the in-situ strength of coal. *Un appareil pour évaluer la résistance du charbon en place.* — *Colliery Engineering*, 1959, juin, p. 234/240, 10 fig.

De nombreuses recherches ont été effectuées en laboratoire pour évaluer la résistance du charbon, principalement en vue de l'application éventuelle du rabotage à une couche, mais les renseignements recueillis peuvent n'être qu'insuffisamment confirmés par les résultats de l'exploitation.

Des essais sur place avec des appareils plus ou moins portatifs mesurant la résistance du charbon ont été également pratiqués, mais semblent n'avoir pas obtenu grand succès. Le genre d'appareil qui paraît devoir fournir l'évaluation la plus exacte de la résistance est le « pénétromètre » qui mesure la force nécessaire pour faire pénétrer dans la couche, par pression, un outil en forme de tige. La nature, non plastique mais friable, du charbon se prête à ce genre de mesure. Les courbes que l'on obtient montrent cette propriété.

Les résultats diffèrent suivant la forme que l'on donne à l'extrémité pénétrante de la tige : plate, co-

nique, hémisphérique. Plusieurs séries d'essais ont été effectuées dans divers charbonnages anglais avec un pénétromètre dont on donne la description : deux vérins hydrauliques verticaux serrent au toit et au mur deux blocs d'appui contre lesquels vient s'appuyer une poutrelle verticale qui sert de base fixe à un vérin hydraulique horizontal pouvant donner une poussée de 8 t à la tige pénétrométrique. Le vérin peut se placer à diverses hauteurs entre toit et mur et les pressions appliquées peuvent naturellement être enregistrées au manomètre de la pompe qui comprime le fluide hydraulique.

IND. C 4222

Fiche n° 25.017

C. TAYLOR. Rapid ploughs. *Les rabots rapides.* — *Colliery Guardian*, 1959, 13 août, p. 1/8, 4 fig.

L'East Fife area (Ecosse) a beaucoup de couches d'assez fort pendage (jusqu'à 35°) et d'ouverture de 0,85 m à 1,80 m, dont le charbon de haute qualité doit être fourni aussi gros que possible. On y a essayé plusieurs types de rabots, en facilitant, au besoin, leur action par l'infusion préalable ou le pré-havage, aidés, dans certains cas, des explosifs. L'article fournit la description de plusieurs cas d'application avec détails sur le mode de soutènement, l'at-telée et les rendements obtenus. L'équipement comprend le blindé le long duquel le rabot se déplace dans les 2 sens à la vitesse de 22 m par minute, en prenant une coupe de 5 à 15 cm. Les chaînes de traction, aller et retour, passent sur des pignons dentés aux extrémités, goupillés sur axe, la goupille ayant une résistance de 20 t. Le rabot a 1,95 m de longueur et sa hauteur varie de 35 à 77,5 cm. Les types de rabots utilisés sont : le Lobbe, actionné par le même moteur électrique que le convoyeur ; le rabot ajouté, qui a ses moteurs indépendants aux extrémités et, éventuellement, en taille près d'un dé-rangement, une seconde installation intermédiaire ; le REXISSHAKEN à talon d'entraînement, analogue, mais spécialement conçu pour les couches minces, avec les chaînes de traction disposées sur le côté remblai du convoyeur pour faciliter l'entretien et les réparations ; et, enfin, le Umbau dont le moteur et la boîte d'engrenages sont également du côté remblai. Les rabots ont de nombreux avantages sous le rapport du rendement et de la sécurité, mais ils demandent un personnel bien au courant et leur installation est plus coûteuse que l'Anderton, toutefois les frais d'entretien sont réduits.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 24.789

I. EVANS. Applying science to coal cutting. *L'étude scientifique de l'attaque du charbon.* — 3 p., 4 fig.

Exposé sommaire des connaissances acquises récemment sur les propriétés mécaniques du charbon.

Leur intérêt est évident pour la construction des machines d'abattage, tant pour augmenter leur efficacité que pour éviter la dégradation du charbon qu'elles abattent. Les essais de résistance d'échantillons du charbon montrent, au début, qu'il constitue une matière élastique mais qu'ensuite, très vite, il révèle sa fragilité. Les résultats d'essais à la compression sont très irréguliers pour un même charbon et plus l'échantillon est volumineux, plus la résistance est faible. La nature fissurée du charbon joue un grand rôle.

Les essais au moyen de coins enfoncés dans le charbon sont particulièrement utiles pour l'application aux machines d'abattage et principalement aux rabots. Le rabot auto-percutant conçu par le Mining Research Establishment est né de l'observation du diagramme enregistré par un appareil mesurant l'effort de rabotage dans un essai au laboratoire.

La pression des terrains surincombant le charbon influence sa résistance, notamment au rabotage, mais dans une proportion variable suivant les conditions d'application.

IND. D 2222

Fiche n° 24.802

R. FLAKE. Untersuchungen über den Zusammenhang zwischen dem Gang der Kohle und der Konvergenz des Nebengesteins. *Recherches sur la relation entre la facilité d'abattage du charbon et la convergence des épontes.* — Glückauf, 1959, 4 juillet, p. 857/874, 28 fig.

En réalité « Gang der Kohle » en allemand signifie facilité d'abattage ; pour rendre cette notion mesurable, l'auteur fait remarquer qu'elle est la résultante de la fissuration du charbon qui s'accompagne d'une certaine augmentation du volume apparent : le fluage. Celui-ci et la convergence doivent être dans une certaine relation que l'auteur a cherché à préciser par des mesures en tailles actives. La convergence est mesurée à l'aide d'une canne coulissante et simultanément on mesure les déplacements horizontaux en trous profonds ; un coupement de plus grand diamètre et de 1,70 m de profondeur permet d'atteindre la zone des hautes pressions où l'on effectue un trou de sonde de 2,10 m perpendiculaire au front. Dans ce trou de sonde, on place une série de bagues élastiques spéciales espacées de 30 cm ; à la pose, ces bagues sont enfilées dans une canne ; un dispositif de rotation de la canne les débloque de celle-ci et leur permet de se dilater jusqu'à caler au charbon. Chacune est reliée à un fil à contre-poids qui permet de mesurer les mouvements du point du massif correspondant au fur et à mesure que la taille progresse. Des diagrammes sont établis avec le temps en abscisse, convergence et fluage en ordonnées.

Des premières séries de mesures dans les couches Präsident, Anna, Blücher, Katharina et Matthias et à différentes hauteurs et distances en taille, il ré-

sulte que les tensions horizontales du haut-toit ont peu d'influence sur le fluage, tandis que la dureté du charbon et la convergence du bas-toit en ont beaucoup. Les nouvelles connaissances acquises par ces mesures permettront de préciser l'influence des facteurs géologiques et techniques sur la facilité d'abattage.

IND. D 34

Fiche n° 24.854

W. SCHAEFER. Eigenschaften und Prüfung von Beton und Mörtel für den Grubenausbau. *Propriétés et essais des bétons et mortiers pour le soutènement.* — Glückauf, 1959, 18 juillet, p. 948/954, 20 fig.

A notre époque, bétons et mortiers sont de plus en plus utilisés dans les mines, il est donc intéressant de se préoccuper de leur qualité. Les propriétés de ces matériaux dépendent de la qualité du ciment. Pour les claveaux, on emploie souvent le ciment de qualité Z 375 (DIN 1164), la quantité des autres éléments doit correspondre à la DIN 4226. Pour obtenir un béton de haute résistance, il faut une granulométrie choisie des grains. On obtient un bon mélange pour une quantité à peu près égale du sable et gravier. En général, on compte 300 kg de ciment par m³ de béton sec. La résistance à la compression augmente avec la teneur en ciment. L'addition d'eau ne doit pas dépasser la quantité nécessaire à la confection. Seul un mélange mécanique peut garantir l'homogénéité et la qualité du béton. Les claveaux vibrés sont de qualité supérieure, dans certains cas aussi on utilise la presse. Pour choisir une bonne granulométrie, il est utile de procéder à des essais, les mesures peuvent se faire au marteau de choc manuel de Schmidt (Prellhammer). Les claveaux de soutènement doivent répondre à la norme DIN 21525.

IND. D 431

Fiche n° 24.995

W. HARNACK. Messungen des Ausbauwiderstandes von Grubenstempeln mit dem Setzdehnungsmesser Bauart Pfender. *Mesure de portance des étançons à friction au moyen d'un comparateur système Pfender.* — Glückauf, 1959, 15 août, p. 1086/1090, 8 fig.

Les boîtes de pression sous les étançons et les dynamomètres en tête d'étauçon ont chacun leurs inconvénients, de plus ils sont incommodes, les premiers encombrants, les seconds lourds à manipuler. L'auteur a pensé à un procédé courant en construction. La mesure du raccourcissement sous la charge au comparateur. D'après la loi de Hooke : $t = E \frac{\lambda}{L}$, E étant = 22.000 kg/mm² pour l'acier, L étant défini par 2 enfoncements sphériques de 1,5 mm de diamètre espacés de 100 mm sous charge nulle, on voit que la connaissance du raccourcissement λ fournit t kg/mm² immédiatement ; connaissant la section métallique pleine de l'étauçon = S mm², il

vient : $P = ES \frac{\lambda}{L}$. L'auteur a réalisé un comparateur à cadran avec 2 tenons d'espacement qui donne une bonne précision. Pour la facilité, on prend le raccourcissement sur 2 faces de l'étauçon : on a ainsi 2λ correspondant à une charge qu'on lit directement sur le diagramme d'étalonnage. Des mesures ont été effectuées du 3 au 9 juillet 1958 dans une couche de 1 m d'ouverture, taille de 220 m, à une profondeur comprise entre 610 et 710 m. 25 étauçons sont placés en 10 files de 5 décalées en triangle. Bêles espacées de 60 cm, étauçons espacés de 1 m dans les files. Avancement de 4,5 m par semaine. Mesure à tous les étauçons toutes les 2 heures, 2 hommes à chaque poste (1 spécialiste de la centrale et 1 géomètre ou étudiant). Les résultats obtenus (portance et convergence) sont très intéressants, les charges sur étauçons sont assez irrégulières. On mesure la tension de pose, la charge ne commence guère que le deuxième jour, un seul étauçon a voisiné les 40 t, les autres ont été enlevés à 30 t, le plus grand coulisement (67 mm) est atteint dans les dernières séries (restées pendant 3 journées). De la première série au foudroyage (3,50 m), la convergence moyenne est de 87,5 mm soit 25 mm/m.

IND. D 47

Fiche n° 24.992

H. MERKEL et G. KECK. Betriebserfahrungen mit hydraulischen Ausbaurahmen bei der Niederrheinischen Bergwerks A.G. *Résultats obtenus avec les cadres hydrauliques (Hemscheidt) à la Société Niederrheinischen Bergwerks A.G.* — Glückauf, 1959, 15 août, p. 1057/1066, 21 fig.

Les raisons du passage au soutènement hydraulique : la mécanisation de l'abattage a réduit la main-d'œuvre d'abattage et de chargement de sorte que le soutènement et le foudroyage accaparaient 53 % du personnel. Désirant avancer progressivement, on a essayé les étauçons hydrauliques simples qui donnaient déjà un meilleur contrôle du toit, mais en grandes couches le travail pénible d'enlèvement au foudroyage et de remplacement à front subsistait. On est actuellement au deuxième stade : cadres Hemscheidt système Sander, ripés mécaniquement, la tension de pose à 90 % de la charge nominale est réalisée par une seule pompe pour toute la taille. On a d'abord utilisé le type 3 K 40/135 avec flexible de liaison disposé sous la semelle de liaison, un progrès a été le type 2 K 40/200 où le flexible est placé en tête, sous la bêle : la circulation en taille est ainsi facilitée. Les cadres (170) ont d'abord été essayés (en 1957) dans Finefrau (couche de 1,80 m à 2,20 m ; puissance : 1,40 à 1,70 m) taille de 270 m, allées de 1 m, production 705 t/jour. Après un an de marche satisfaisante, la taille est arrivée à la limite. Les essais sont continués dans la couche Geitling (1,85 m à 1,95 m) dans 2 tailles de respec-

tivement 210 et 220 m ; production journalière : chacune 750 t. Le nombre de cadres par taille est passé de 90 à 150, 200 puis 240. La tension de pose essayée à 20 t a été remise à 37 t. Finalement avec 290 cadres, on utilise 1 h par 50 cadres et par poste pour l'avancement. Détails sur les mises au point. Economie de main-d'œuvre, de soutènement : 40 % en moyenne ; des essais ont montré que les charges se distribuent plus régulièrement sur les étauçons hydrauliques que sur ceux à friction. Comparaison des prix de revient : au total l'étauçon hydraulique revient 20 % moins cher environ à partir d'un avancement de 1 m/jour, l'écart s'accroît avec l'avancement (diagramme).

IND. D 53

Fiche n° 24.853

M. LANDWEHR. Die Staubbekämpfung beim Bergeversatz unter besonderer Berücksichtigung neuer Erkenntnisse bei der Staubbekämpfung in Blasversatz betrieben. *La lutte contre les poussières de remblayage spécialement dans le remblayage pneumatique.* — Glückauf, 1959, 18 juillet, p. 941/948, 8 fig.

La lutte contre les poussières est éclairée par des enquêtes auprès des ouvriers mineurs atteints de silicose concernant le lieu habituel de travail et la durée d'exposition aux poussières ; il y a ensuite les mesures d'empoussièrement dans les divers chantiers. Il y a alors la lutte proprement dite contre les poussières, spécialement de roche. Une source importante de celles-ci dépend du traitement de l'arrière-taille : remblayage manuel complet (spécialement en dressants) - fausses-voies et épis de remblai - foudroyage - remblayage par fronde, enfin et surtout, remblayage pneumatique.

Pour obtenir un remblayage pneumatique sans danger, il importe de veiller : a) sur l'entretien et le dégrasage de la remblayeuse - b) à obtenir un mélange convenable des matériaux - c) à une humidification suffisante des matériaux à l'entrée dans la machine. Il est recommandé de mélanger les pierres dans le silo et de les arroser de telle manière que le travail de remblayage pneumatique se fasse sans danger.

IND. D 65

Fiche n° 24.990

H. MOELLER. Die Mechanisierung der Vorpfindung im Streckenvortrieb. *La mécanisation de la pose du soutènement en avant dans les galeries au creusement.* — Schlägel und Eisen, 1959, juillet, p. 371/374, 7 fig.

Rappel du procédé de présoutènement en galerie au moyen de cintres (ou parties de cintres) posés sur coras. L'emploi d'un simple cora sur chaînons est dangereux. L'article décrit l'évolution du matériel Joseph Brand dont le but final est de se prémunir contre les accidents par chute de pierres et d'assurer un avancement accéléré : d'abord une poutrelle portant un chariot monorail avec une tôle de protection, puis un bouclier plus large avec des

contreventements. Actuellement, le dispositif peut être actionné par un palan monobloc et le dernier perfectionnement comporte en plus un chariot sur rail avec parallélogramme et palan pour lever les cintres en place. On réduit ainsi la main-d'œuvre de pose. Pour le forage et le minage, le dispositif est reculé au maximum et l'appareil de pose calé au toit.

IND. D 68

Fiche n° 24.886

W. WILD. Die Bedeutung der Raubarbeit in Strecken und ihre verschiedenen Durchführungsmöglichkeiten. *Importance de la récupération du soutènement dans les galeries et les diverses manières d'y procéder.* — *Bergfreiheit*, 1959, juin, p. 189/206, 42 fig.

La valeur du matériel de soutènement livré par t de charbon tend régulièrement à l'augmentation, d'où l'intérêt de sa récupération pour emploi. Facteurs intervenant dans le travail de récupération : conditions géologiques, section, état et pente de la galerie, conditions climatiques, nature du soutènement et du garnissage. Appareils de récupération : palan à main ou à air comprimé, traction par chaîne halée par treuil ; dispositifs spéciaux pour le retrait de segments de cintres et de châssis de divers modèles : nombreux détails sur les divers appareils et la méthode. Fixation de la pièce à récupérer à la chaîne de l'appareil. Appareils de dévissage de boulons. Appareils de récupération avec commandes à distance à partir du treuil de manœuvre. Aperçus sur les prix de revient de la récupération et sa planification ; fiches à tenir. Importance du matériel récupéré et procédés de transport pour son évacuation : prix de revient de ce transport selon la nature du soutènement et le procédé de transport. Intérêt que présente un soutènement facile à démonter en pièces aisées à transporter et en nombre aussi faible que possible. (Résumé Cerchar Paris).

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 1311

Fiche n° 24.756

G. VULKAN. Changes in conveyor belt properties with service. *Changements observés dans les propriétés physiques des courroies de convoyeur en service.* — *Colliery Engineering*, 1959, juin, p. 241/246.

Résultats d'essais effectués sur 6 courroies de convoyeurs après divers temps d'utilisation en charbonnages. Les essais ont porté sur les principales propriétés physiques des bandes : coefficient de friction, résistance à la traction, adhérence des plis de toiles, résistance électrique, rigidité à la flexion (flexibilité). Les assemblages-agraves ont été également observés et les dégradations éventuelles ont été notées. Après 64 semaines d'utilisation, 4 des 6 bandes étaient encore en assez bon état, bien que plus ou moins modifiées quant à leurs propriétés. Les 2

autres avaient été accidentellement endommagées et retirées. Le coefficient de frottement est la propriété la plus rapidement diminuée et le PVC est plus affecté sous ce rapport que le caoutchouc naturel. La flexibilité augmente graduellement avec l'usage, surtout dans le sens transversal. Les autres propriétés ont montré peu ou pas de modification.

IND. E 15

Fiche n° 24.852

E. GEHLEN. Das Abwärtsförden von Bergen. *La descente des pierres de remblayage.* — *Glückauf*, 1959, 18 juillet, p. 934/941.

Rapport s'appuyant sur l'enquête du comité pour le remblayage et le foudroyage de la S.K.B.V. dans les mines allemandes en 1957 et 1958. D'abord limitée aux mines des membres du comité, elle s'est étendue ensuite à la moitié environ des mines de l'Allemagne de l'Ouest. Elle concerne : 1) tuyauteries de chute - 2) cheminées à gradins - 3) descenseurs hélicoïdaux - 4) installations à skips. Observations sur ces différents modes - Tableau des caractéristiques et des prix pour 400 m, par mètre : de 274 à 1820 DM. En résumé : Le prix varie avec les conditions d'emploi - Les tuyauteries de descente sont souvent utilisées là où la place est limitée, tant en puits intérieurs qu'en puits principaux. L'expérience montre qu'elles s'usent rapidement et occasionnent des frais d'entretien, en outre en longue tuyauterie il y a production de beaucoup de fines indésirables, avantages : faible prix d'achat de montage et de démontage.

Bien que les cheminées à gradins soient encore en petit nombre, les résultats obtenus sont de loin les meilleurs : le prix par mètre est constant, la casse est faible, les frais d'entretien très réduits. Les résultats obtenus avec les descenseurs hélicoïdaux sont très divergents. Dans certaines installations, il se produit des blocages dus à l'humidité, notamment quand il y a des pierres argileuses. On espère de meilleurs résultats avec une unité de 850 mm de Ø avec des tôles plus inclinées. Le prix élevé d'installation et l'usure sont d'autres inconvénients.

Les avantages des installations à skip sont en partie absorbés par un prix d'installation très élevé, ainsi que par les frais d'utilisation.

IND. E 43

Fiche n° 24.959

V. EBELING. Die Seilführung in England und ihre Einführung in Deutschland. *Le guidage par câbles en Angleterre et son introduction en Allemagne.* — *Glückauf*, 1959, 1^{er} août, p. 989/1002, 28 fig.

En Angleterre, le guidage des cages par câbles est très répandu. L'article décrit la réalisation avec ses avantages et ses inconvénients. Tout compte fait, les avantages prédominent, du moins dans certains cas, car ce type de guidage des cages ou skips n'est pas utilisable dans tous les cas. Leur essai en Alle-

magne est recommandable spécialement pour les puits devant livrer passage à un grand débit d'air et où l'extraction se fait à un seul étage. Actuellement déjà, il y a plusieurs cas d'installations en cours dans les mines de potasse de la Basse Saxe, de sorte que dans quelques années on disposera en Allemagne d'une certaine expérience en la matière. On doit s'attendre à un succès, sans escompter la généralisation réalisée en Angleterre parce que les recettes multiples sont plus fréquentes et d'autre part certains inconvénients du guidage rigide sont efficacement éliminés par les mains-courantes à galets garnis de caoutchouc. Après la discussion, on trouve une note de F. Steiner décrivant : le guidonage par câbles à la mine Emscher-Lippe puits N° 5. Il s'agit d'un puits d'air de 7 m de Ø et 1080 m de profondeur. Le châssis de fonçage est resté, il y a un treuil de 184 kW avec poulie Koepe, la vitesse est d'environ 3 m/s, charge utile de la cage : 6.000 kg. Les 8 câbles de guidage sont disposés dans une moitié du puits, la seule recette est à 860 m de profondeur. Un peu avant de se poser, la cage est guidée en place par des cornières aux 4 coins de la cage. Diagramme des déviations assez importantes du puits, elles sont sans influence sur la marche des cages.

IND. E 43

Fiche n° 24.960

H. BOERGER. Sicherheitliche Gesichtspunkte für die Anwendung der Seilführung in Schächten. *Le point de vue de la sécurité pour l'emploi des câbles de guidage dans les puits.* — Glückauf, 1959, 1^{er} août, p. 1003/1005, 1 fig.

La réglementation allemande ne parle pas de guidonage par câble, ce dernier ne s'accommodant pas du parachute est jusqu'à présent réservé au fonçage. En Angleterre au contraire, après des essais défavorables au parachute, on y a renoncé depuis le début du siècle et le guidonage rigide y a pour ainsi dire disparu. Il était donc intéressant de comparer les deux pays au point de vue nombre d'accidents mortels absolus par décennie et relatif à 100.000 travailleurs du fond par rupture de câble d'extraction. Dès le début, la comparaison est nettement en faveur des Anglais ; par exemple, de 1931 à 1940, il y a 24 cas ($\div 0,9$) contre 1 cas en Angleterre ($\div 0,02$). L'auteur examine les prescriptions à observer pour l'utilisation du guidage par câble des cages en Allemagne. Il passe successivement en revue le nombre de câbles et leur disposition, les partibures de support des lignes et tuyauteries, châssis à molettes et poulies, cages, attache-cages. Précautions en service: graissage, contrôle de l'usure et de la corrosion, recâblage tous les 5 ans, câbles d'extraction antigiratoires. Limitation de la vitesse aux grandes profondeurs (par ex. 26,5 m/s à 700 m). Sécurité du personnel à la sortie des cages.

IND. E 440

Fiche n° 24.950

A.I.B. Extraits de « Drahtseile » par : D. G. Shitkow et I. T. Pospechow (traduit du russe en allemand : VEB Berlin). — 1959, 83 p.

Suite à un certain projet (5032-49). Un nouveau procédé de contrôle des câbles de levage et d'extraction est entré en pratique en Allemagne de l'Est. L'analyse du procédé envisagé donne une représentation exacte et complète de la qualité du câble et détermine sa durée de vie jusqu'à justification de dépose. Il peut améliorer le contrôle lors de la construction du câble et ainsi augmenter la qualité. Il fait ressortir l'avantage des contacts linéaires des fils (au lieu des ponctuels des câbles croix), c'est-à-dire des câbles où tous les fils des torons ont le même pas d'hélice (type Warrington). Des recherches en service ont montré que la qualité du fil dépend d'abord de la matière première. En général, ce sont les aciers à 180 kg/mm² de charge de rupture qui donnent le nombre de flexions maximum à la rupture (endurance). A charge de rupture égale, le rapport du diamètre d'enroulement au diamètre du câble est déterminant ; le nombre de flexions à la rupture croît avec ce rapport.

Les câbles en fils et torons préformés sont assurés d'un grand développement, le câblage Lang leur convient et est avantageux.

Résumé de ces considérations en six points.

Suit une étude sur l'emploi des câbles, les coefficients de sécurité et la détermination de l'état justifiant la dépose.

L'ouvrage se termine par l'étude des tâches et moyens de recherches en perspective pour l'accroissement de l'endurance des câbles de levage et d'extraction, ainsi que par des considérations techniques et scientifiques.

IND. E 444

Fiche n° 24.993

M. JEZEWSKI et Z. KAWECKI. Theoretisches und Experimentelles über das elektromagnetische Verfahren der Drahtseilprüfung. *Observations théoriques et expérimentales sur le procédé électromagnétique d'essai des câbles d'extraction.* — Glückauf, 1959, 15 août, p. 1067/1074, 18 fig.

L'examen visuel des câbles par des spécialistes est de première importance. Pour les câbles clos et les câbles à torons plats, il peut cependant être efficacement épaulé par le contrôle magnétique effectué périodiquement dès la pose du câble. Pour ce contrôle, les auteurs ont mis au point un appareil (décrit ailleurs) caractérisé par des bobinages (tant magnétisants que récepteurs) qu'on peut ouvrir suivant une génératrice du cylindre pour laisser passer le câble ainsi que par un amplificateur électronique à 3 tubes ; le galvanomètre est à très courte période d'oscillation propre. L'enregistrement sur papier se fait en synchronisme avec le déroulement du câble.

Normalement le saut du magnétisme d'un toron à l'autre, le déroulement plus ou moins oscillant du câble et autres mouvements périodiques faibles seraient trop amplifiés, c'est pourquoi le troisième tube reçoit une certaine polarisation négative de blocage facilitant la lecture du diagramme qui s'interprète immédiatement. Le principe même du fonctionnement se comprend le mieux par la conception du dipôle magnétique formé par les extrémités du fil cassé : si les bouts sont trop près ou trop loin ou encore orientés sous une direction défavorable, on n'observera rien ou presque rien, la distance à l'axe intervient également ; il s'agit donc d'une méthode auxiliaire, qui a d'ailleurs pratiquement une très grande importance, ainsi que la description de quelques cas d'observation le montre avec évidence. Les dégâts dus à la rupture de fils, corrosion, compression ou usure se décèlent bien quand on a une certaine expérience.

IND. E 46

Fiche n° 24.958

BRASSEUR. Les ravanceurs hydrauliques R.S.H. — *Équipement Mécanique*, 1959, juillet-août, p. 61/62, 3 fig.

Ces appareils sont utilisés d'une façon générale pour le ravancement continu des trains ou pour le chargement des berlines. Ils tendent à remplacer les appareils pneumatiques similaires : RN et PM. Ils sont employés également sur les releveuses de berlines. Une solution hydroélectrique a été adoptée pour associer une économie d'énergie à une grande souplesse de fonctionnement. Le fluide utilisé est un liquide lubrifiant de prix peu élevé. La vitesse de poussée étant constante, les taquets entrent sans choc en contact avec les berlines, il en résulte une moins grande fatigue du matériel roulant. L'installation comprend :

1°) Le ravanceur proprement dit à 2 cylindres jumelés avec chacun 1, 2 ou 3 taquets selon le cas ; un distributeur inverseur est monté à l'arrière des cylindres.

2°) Le groupe moto-pompe constitué par un moteur électrique de 8 à 35 ch actionnant la pompe à engrenage capable de pointes à 100 Hpz. Cet ensemble avec un réservoir est monté sur châssis.

3°) Des tuyauteries de raccordement.

Plusieurs centaines de ces ravanceurs sont en service dans les Charbonnages de France, Mines de Potasse d'Alsace, Commissariat à l'Énergie atomique, mines de fer. Principales caractéristiques mécaniques et dimensionnelles.

IND. E 52

Fiche n° 25.054

E. WENDT et A. GRUEMMER. Die Betriebsfernüberwachung bei der Monopol Bergwerks GmbH. *La surveillance à distance des travaux à la société des mines Monopol.* — *Glückauf*, 1959, 29 août, p. 1129/1135, 10 fig.

En vue d'une organisation aussi parfaite que possible, la direction doit être informée à tout instant

de la marche des machines d'abattage, des convoyeurs des puits, de la durée des arrêts et de leur cause. La technique des communications rend à l'heure actuelle la chose assez aisée. Dans le cas présent, on s'est appliqué à : 1) utiliser du matériel de série ; 2) concentrer les renseignements des 2 mines Grillo 1/3 et Grimberg 1/2 dans un poste unique de surveillance pourvu d'enregistreurs de temps de marche ou d'arrêt, compteurs de berlines, compteurs linéaires, lampes signalisatrices, contacts d'appel, diagrammes de traits. Pour la transmission, on a choisi la disposition à ligne unique pour chaque opération, on aurait pu prévoir des lignes de réserve (immobilisation supplémentaire) ou bien la disposition à ligne commune (défauts plus difficiles à détecter).

L'article donne une vue schématique des connexions de 5 tailles à chacune des 2 mines et des installations de surface.

Description des éléments pour le fond : connexions pour signalisation d'un rabot, compteur de berlines, station de relais, centrale d'information, enregistreur des machines, indicateur de débit, indicateurs optiques, association des communications parlées avec les signaux lumineux. Le principe de signalisation est en général par signaux oui ou non, vue des traits caractéristiques pour convoyeur de taille, haveuse, rabot, circulation des berlines.

IND. E 53

Fiche n° 25.059

N. TRETIAKOW. Les télécommunications au fond. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1959, juillet, p. 551/561, 12 fig.

Le problème des communications au fond a reçu diverses solutions : réseaux de signalisation et téléphones avec postes fixes ou semi-fixes reliés à une ligne, avec emploi de codes, emploi des ondes hertziennes, d'un rayon de propagation trop limité. Il faut faire appel aux transmissions par courants porteurs, basse ou moyenne fréquence, nécessitant des liaisons matérielles plus ou moins continues dans les deux cas.

En basse fréquence, il faut un couplage électrique entre émetteur et récepteur. En haute fréquence, il faut un couplage électrostatique ou électromagnétique et les liaisons sont réalisées, soit par les câbles électriques de puissances déjà installées, soit par les rails, les conduites d'air comprimé, etc...

L'auteur décrit, pour les liaisons par courant à basse fréquence, l'appareil dénommé généphone, et le gigaphone, mis au point par Cerchar.

Comme appareils de liaison pour courant à haute fréquence, il décrit le trolleyphone, le TR 58 Demolon, le telecap Demolon, le picophone et le gigaphone HF. Les caractéristiques de ces appareils varient de l'un à l'autre. Certains sont autogénérateurs et peuvent être incorporés à la lampe-chapeau. Le

choix du type dépendra de l'adaptation au mode d'emploi : en taille, en galerie, dans les puits, en sauvetage, etc...

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 112

Fiche n° 25.057

A. FAUQUET. Sur un procédé de mesure des débits d'air à l'aide d'un anémomètre. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1959, juillet, p. 533/539, 9 fig.

La mesure des débits d'aération dans les mines, au moyen de l'anémomètre, comporte certaines imprécisions ou causes d'erreurs, principalement dues au vent extérieur et à l'inertie de l'appareil. De son étude appuyée d'expériences, l'auteur conclut que les résultats fournis par l'anémomètre à moulinet sont valables aux conditions suivantes :

Diviser la section à explorer en un grand nombre de cases : 50 au moins - utiliser un anémomètre récemment étalonné en soufflerie - vérifier que l'intensité du vent naturel est inférieure au 1/6 du vent moyen dans la cheminée du ventilateur - adopter un temps de référence d'exploration dans chaque case d'au moins 10 secondes - faire une exploration préliminaire rapide constatant que le rapport des vitesses entre des cases voisines ne dépasse pas environ 3.

IND. F 113

Fiche n° 25.019

J. JONES et F. HINSLEY. The use of models in the prediction of mine airway resistance. *L'emploi de modèles pour la prédétermination des résistances au courant d'air des galeries.* — *Colliery Guardian*, 1959, 20 août, p. 31/38, 4 fig.

Description d'une étude sur l'emploi de modèles pour l'étude de l'écoulement turbulent de l'air dans une galerie carrée et sur le choix des paramètres de similitude. Une difficulté provient de ce qu'on ne peut généralement pas utiliser les nombres trouvés par l'application de la formule de Reynolds, on doit extrapoler. Une partie de la présente recherche concernait donc la validité et le bien fondé de cette extrapolation. Deux modèles ont été utilisés : l'un de 90 cm de côté avec des poutres de soutènement de 50 mm de côté et l'autre de 22,5 cm avec des poutres de 12,5 mm. Pour ces sections, les tables s'arrêtent à un nombre de Reynolds = 500.000 ; or, dans les essais, on est allé respectivement jusqu'à 740.000 pour le carré de 22,5 et 900.000 pour celui de 90 cm.

La formule utilisée est bien connue :
$$h = \lambda \frac{LV^2m}{2gd}$$

où d est le diamètre hydraulique de la section non boisée. 4 diagrammes sont donnés pour des rapports de l'espacement des cadres à la saillie en galerie égaux respectivement à 48, 24, 12 et 6. Les grands nombres de mesures donnent des valeurs de λ assez

constantes quand le nombre de Reynolds varie de 40.000 à 700.000 (écart d'environ 5 %). 2 autres diagrammes sont donnés avec λ en fonction de la vitesse. Il paraît résulter de ces essais qu'une plus grande extrapolation du nombre de Reynolds en régime turbulent donnerait de plus grands écarts que le rattachement de λ à V.

IND. F 122

Fiche n° 24.961

H. BREUER, F. KOEPE et H. LEVI. Ergebnisse von Messungen bei abwärts- und aufwärtsgehender Wetterführung in Abbaubetrieben der stark geneigten Lagerung. *Résultats de mesures de ventilation descendante et montante d'un chantier à fort pendage (40 à 55°).* — *Glückauf*, 1959, 1^{er} août, p. 1006/1008, 4 fig.

A la mine Scholven de la Société Hibernia, dans le 7^{me} quartier et jusqu'à la fin de 1957, la ventilation se faisait en rabat-vent. Lorsque le niveau principal d'extraction est passé du 3^{me} au 5^{me} niveau, c'est-à-dire fin 1957, début 1958, la ventilation a été rétablie en montant dans les mêmes chantiers. On n'a pas laissé perdre cette occasion de mesurer l'effet de ces deux modes de ventilation dans des conditions sensiblement identiques. L'administration des mines, le bureau central de la société et la centrale pour la silicose ont participé aux mesures. Il s'agit de 3 tailles (deux de 165 m et une de 110 m) dans la couche Zollverein (puissance de 90 à 180 cm). Les tailles sont inclinées sur la pente de sorte que le charbon descend dans des couloirs fixes (production 60 à 150 t/poste). Ventilation descendante respective de 134, 135 et 160 m³/min, montante : 183, 305, 143.

Conclusions : 1) incommodation par les poussières sensiblement égale dans les 2 cas ;

2) la ventilation montante a, à peine, été influencée par le chargement du charbon ;

3) dans le retour d'air, la ventilation montante a proportionnellement enlevé plus de poussières de grand diamètre ;

4) l'influence sur la température en taille a été négligeable, par contre en galerie d'entrée l'écart en degrés et en quantité d'air a été notable ;

5) l'accumulation de grisou en rabat-vent ne s'est manifestée que dans une des 3 tailles ;

6) dans les 3 cas, le dégagement spécifique de grisou dans le retour d'air a été plus faible en rabat-vent qu'en aérage montant.

IND. F 42

Fiche n° 25.025

H. EISNER, B. QUINCE et C. SLACK. Experiments on dust binding with aerosols. *Expériences sur le captage des poussières par aérosols.* — *Safety in Mines Res. Establ. Res. Rep. n° 180*, 1959, août, 22 p., 7 fig.

Dans ces expériences, on emploie un liant dissous dans l'eau. Celle-ci est répandue sous forme de brouillard dans l'air à proximité du point où la

poussière se dégage. On s'arrange pour que le liquide injecté vienne se déposer en aval du courant d'air sensiblement comme la poussière elle-même : ainsi, là où la poussière se dépose, la solution se dépose dans la même proportion.

Une partie du brouillard peut être en même temps emportée avec de la poussière aéroportée, beaucoup plus loin, à des centaines de m de distance. On peut espérer que cette poussière sera enrobée par le liant à la condition que les particules liquides aient un rayon moyen de 12 microns. Mais comme de telles gouttelettes s'évaporent en quelques secondes normalement, il faut retarder cette évaporation au moyen d'une couche monomoléculaire d'alcool cetyl-stéarique. On disperse celui-ci dans l'eau à une concentration de 0,2 % en poids, en utilisant un agent mouillant non ionique.

La notice décrit deux essais effectués au fond pour constater l'efficacité du produit dans différentes conditions de section de galerie et d'humidité de l'air.

IND. F 52

Fiche n° 24.803

F. BENTHAUS. Die Gebirgstemperatur im Grubenfeld der Gewerkschaft Auguste Victoria, Marl. *La température des terrains dans la concession Auguste Victoria à Marl.* — *Glückauf*, 1959, 4 juillet, p. 875/879, 8 fig.

A Marl-Hüls au puits 1/2 de cette société (au N-W de Recklinghausen), on se heurte à des conditions climatiques difficiles, actuellement l'exploitation se fait entre 800 et 1.000 m (morts-terrains jusqu'à 400 m environ) mais on prépare l'étage 1125. Malgré un débit d'air de 8 m³/min et par t d'extraction journalière, 35 % du personnel en hiver et 100 % en été travaillent dans les chantiers classés « chauds ». Jusqu'à présent, la plus haute température atteinte dans cette mine est de 52,85° à la profondeur de 1126 m.

Conformément aux directives de la S.K.B.V., une carte des géo-isothermes a été dressée. Les maxima de température se rencontrent sur le flanc nord et à la crête de l'anticlinal Auguste Victoria (plissement Vestic), tandis que la température s'abaisse dans les synclinaux de la Lippe et de l'Ems. En direction, la température est pratiquement constante. Les mesures ont été effectuées avec soin à front des boueux et des chassages, chaque fois 4 trous de sonde de 3 m et après 24 h, dans chacun 3 thermomètres à maxima à la profondeur de 1, 2 et 3 m ; ces 2 derniers donnent généralement des lectures sensiblement les mêmes.

La question de savoir si les couches de l'anticlinal Auguste Victoria seront exploitables en dessous de la profondeur de 1000 m est actuellement fort débattue.

H. ENERGIE.

IND. H 11

Fiche n° 24.683

K. SCHRIEVER. Planung und Ueberwachung vermaschter Drukluftnetze mit Hilfe eines pneumatischen Rohrnetzmodells. *Planification et contrôle d'un réseau maillé d'air comprimé à l'aide d'un modèle pneumatique en tubes.* — *Bergfreiheit*, 1959, mai, p. 159/165, 8 fig. et juin, p. 206/213, 20 fig.

Bases théoriques : but du modèle - Malgré l'électrification, le réseau d'air comprimé dans la mine s'allonge constamment et les débits s'amplifient. Le remblayage pneumatique est un gros consommateur. Le réseau d'un quartier ne donne pas de difficulté spéciale, on détermine les sections par calcul ou graphique (abaque logarithmique $\frac{\Delta p}{100^m} = f(d, Q)$).

Par contre, le réseau principal, avec ses nombreux branchements et interconnexions, est pratiquement incalculable. Herning et Lugt ont, en 1956, construit un modèle en tubes pour le réseau de la Ruhrgas qui a servi à établir le réseau d'air comprimé de la mine Auguste Victoria. Véritable réduction de la mine où il n'y aurait plus qu'à indiquer le nom des puits et des chantiers : elle représente, sur 5 à 6 m, un réseau de 5 à 6 km ; la pression y est aussi de 4 à 7 atm. Il est nécessaire d'intercaler dans les joints de la tuyauterie des disques en laiton perforés dont l'épaisseur et le diamètre du trou sont fonction de la résistance à représenter. Il y a des manomètres et des soupapes à aiguille à tous les nœuds intéressants, enfin des tubes de Pitot spéciaux permettant de mesurer les débits.

Bases théoriques du calcul : on table sur une expansion isothermique pour laquelle :

$$\frac{p_1^2 - p_2^2}{Q^2} = \text{constante} = \frac{1,824}{10^{12}} \frac{\lambda l}{d^5}$$

λ est le coefficient de frottement, l = longueur en mètres, autres notations habituelles en K et mètres. Les divers problèmes (7) qu'on peut résoudre avec ce modèle sont exposés. Les limites d'emploi également.

II. Aperçu sur le problème de l'air comprimé à la mine Auguste Victoria : diagramme de la consommation journalière, 2 1/2 à 3 fois plus élevée au poste de jour qu'au poste de nuit, d'où la nécessité d'avoir de plus gros et de plus petits compresseurs : turbo-compresseur à vapeur de 100 à 120.000 m³ asp./h et turbo-électrique de 30.000 m³ asp./h, en outre 2 plus petits à pistons. Soit un total en pointe de 162.000 m³ asp./h (2.700 m³/min.). Distribution de la consommation entre les divers travaux : pierre et charbon. Diagramme des pertes en fonction du diamètre de la tuyauterie d'après Peter. Statistique de la consommation croissante de 1954 à 1958 et

prévision jusque 1960, importance prévue du remblayage pneumatique (environ 20 %). Etat du réseau en 1958 et prévision pour 1966. Analyse du problème de l'emploi de plus grosses tuyauteries grâce au modèle. Modifications apportées avec le développement des travaux.

IND. H 522

Fiche n° 24.832

L. ABRAM. Application of mercury-arc rectifiers to mine winders. *L'application de rectifieurs à arc de mercure aux machines d'extraction.* — **Mining Elect. and Mechan. Engineer**, 1959, juin, p. 351/360, 13 fig.

Les redresseurs à vapeur de mercure ont été appliqués en Angleterre :

1°) à fournir l'excitation à courant continu pour le freinage dynamique des machines d'extraction électriques à courant alternatif ;

2°) à contrôler les courants de champ des générateurs à courant continu utilisés dans les machines d'extraction du type Ward Leonard ;

3°) à fournir l'armature d'un moteur à courant continu actionnant la machine d'extraction.

Ces appareils demandent peu d'entretien et aucune fondation, absorbent peu de puissance, permettent une grande variation de voltage et offrent des caractéristiques avantageuses, avec toutefois un facteur de puissance décroissant avec le voltage fourni.

L'article fournit les schémas et courbes caractéristiques des différents types d'utilisation et un exemple d'application à l'extraction du charbonnage de Monk Bretton, moteurs de 300/600 ch, 450 tours, 500 V, courant continu fourni par contacteurs inverseurs à armature. Comme organe de contrôle, le redresseur à vapeur de mercure est supérieur aux autres systèmes de contrôle à courant alternatif. Il est inférieur au groupe Ward Leonard au point de vue des temps morts. De plus, en Angleterre, il y a une limite pratique de puissance due aux réactions du système sur un réseau sensible.

IND. H 5343

Fiche n° 24.889

C. CLAASSEN. Untersuchungen an Erdschlusswächtern für Wechsel- und Drehstrom-Netze. *Recherches pour le contrôle des pertes à la terre des réseaux en courant mono- ou triphasé.* — **Signal- und Fernmeldepraxis**, n° 8, 1959, juin, p. 149/152, 6 fig.

Dans une installation ordinaire, un montage soigné protège contre les courts-circuits dangereux. Dans la mine, les précautions ordinaires sont insuffisantes, il faut toujours prévoir et remédier à des pertes importantes. Un dispositif couramment utilisé consiste en des fils extérieurs de protection reliés à la terre. La réglementation prévoit que, pour les tensions supérieures à 1.000 V, on doit disposer d'un appareil pour contrôler l'isolement. En dessous de 1.000 V, il doit y avoir un contrôle optique permanent. L'article traite de quelques sujets dont l'étude

a amené la création d'un nouveau système de contrôle d'isolement pour lignes mono- ou triphasées. Il assure la constance de la mesure de perte malgré la chute de tension qui en résulte (dispositif à thyatron).

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES.

IND. I 0161

Fiche n° 24.818

X. Radioactivity comes to coal preparation. *La radioactivité s'introduit en préparation du charbon.* — **Mechanization**, 1959, mai, p. 54/56, 6 fig.

Description de l'atelier de préparation d'antracite de la New Kirk Mining Company en Pennsylvanie. Le tout-venant provenant d'exploitations souterraines et à ciel ouvert est criblé, épierré à la main et concassé à 80 mm. Les grains sont lavés dans un bac Wilmot à milieu dense. Les fines sont épurées dans des hydrotatoirs de 2 m de diamètre. L'originalité de l'installation est la méthode de contrôle de la densité de la suspension dense dans le bac Wilmot. On mesure l'absorption de rayons gamma dans la suspension circulant dans une tuyauterie. Cette absorption est proportionnelle à la densité de la suspension. L'émetteur de rayons gamma est un radioisotope, le Césium 137. Un détecteur mesure le rayonnement qui traverse la suspension et actionne un indicateur et des vannes de régulation. Le Césium 137 possède une période de 33,5 ans et, comme l'appareil ne possède aucune partie mobile, son entretien est nul.

IND. I 22

Fiche n° 24.867

H. DA LAGE. De quelques problèmes nouveaux, soulevés en préparation des combustibles par l'humidité croissante des produits extraits de la mine. — **Revue de l'Industrie Minérale**, 1959, juin, p. 519/532, 11 fig.

Effet de l'humidité du produit sur le criblage. Résumé des travaux de Batel : division des teneurs en humidité en 3 zones : produits secs (pas de difficultés de criblage), produits humides (colmatage des toiles, criblage impossible), produits mouillés (criblage sous eau).

Remèdes permettant d'accroître la limite d'humidité pour le criblage à sec : séchage du charbon, accroissement des accélérations du crible, surfaces criblantes spéciales (Harpe, Serpa, DUO), cribles chauffés.

Dépoussiérage ou déschlammage ? Lorsque le dépoussiérage à sec est possible, il paraît plus intéressant. Autrement, le choix du traitement dépend de la valeur et des possibilités d'écoulement des produits.

Résumé des recherches récentes en flottation: évolution de la construction des cellules, emploi de nouveaux collecteurs et moussants. Possibilité d'utilisation des schistes de lavoir.

IND. I 24

Fiche n° 24.833

H. LENIGER. Symposium over cyclonen - I. Algemene inleiding. *Symposium sur les cyclones - I. Introduction générale.* — *De Ingenieur*, 1959, 17 juillet, p. Ch 31/42, 14 fig.

Revue générale des principes et des méthodes de séparations solide/solide, solide/liquide, solide/gaz, liquide/gaz et liquide/liquide. Le cyclone peut être utilisé dans ces différentes applications.

Pour le classement granulométrique des fractions fines, le cyclone n'est pas intéressant en cas de traitement par voie pneumatique, car la coupure est peu précise par suite de la complexité du mouvement de l'air. Le cyclone classificateur hydraulique est très répandu. Son seul défaut est de donner des produits relativement dilués. L'hydrocyclone n'est jamais un classificateur parfait car les efforts de cisaillement dans la masse d'eau en rotation empêchent la formation de flocons.

Le cyclone est bien connu comme dépoussiéreur de gaz. Il est efficace sur les particules jusque 5 microns. Le cyclone est également applicable dans certaines limites pour l'élimination de gouttelettes de liquide dans un gaz et pour la séparation de certaines émulsions.

P. MAIN-D'OEUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 23

Fiche n° 24.906

B. SCHWARTZ. Nouvelles méthodes d'enseignement à l'Ecole Nationale Supérieure de la Métallurgie et de l'Industrie des Mines de Nancy. — *Revue de la Société des Ing. Civils de France*, 1959, mars-avril, p. 63/73.

Impératifs de la formation d'un ingénieur : il faut développer l'esprit d'équipe - la faculté d'adaptation - la formation du chef - la capacité d'instruire ses subordonnés. L'enseignement de type ancien : trop de matières, trop d'heures de cours, pas assez de temps laissé à l'étudiant pour assimiler la matière, impossibilité pour l'élève de sélectionner les matières par le système ancien des cotations.

I. Transformations des méthodes d'enseignement: de 20, les cours fondamentaux ont été ramenés à 5 ou 6. Principe: 1 heure de travail à l'école correspond à 1 heure de travail à domicile : 48 h semaine, moins 8 h de sports, correspondent à 20 h d'enseignement, si on déduit 3 h de langue et 2 h pour

conférences, il reste 5 enseignements de 3 h chacun. Le professeur choisit un cours écrit (pour la résistance par exemple c'est Timochenko). L'élève apprend la leçon à l'avance, le cours de 3 h comporte 1/2 h à 3/4 h d'enseignement puis, sous la conduite d'assistants, il se forme des groupes où l'on procède à une interrogation orale ou écrite de 1/2 h. Il reste environ 2 h où l'on fait des exercices et des discussions. D'où il ressort un examen continu des élèves et la suppression des examens : Importance des groupes et du travail personnel, des projets.

II. Introduction d'enseignements nouveaux : enseignement d'économie, comptabilité, cours de langues, organisation du travail, relations humaines. Stages : en première année en février-mars, stage d'ouvrier ; en deuxième : stage d'agent de maîtrise ; en troisième : cours de simplification du travail par 2 ou 3. Stage en groupe d'une semaine à Paris (Snecma-Renault) par toute la promotion ; stage en mine ou en usine en février-mars avec sujet d'étude donné dès octobre.

III. Transformation de l'ambiance : 1) émulation: prix de langue, offre de 6 ou 7 places d'assistants dans les années antérieures aux élèves encore à l'école, en plus postes de professeurs dans l'enseignement professionnel à des élèves ; repas en commun avec les professeurs et assistants une fois par mois - 2) participation enthousiaste des élèves à la réforme - 3) personnalité des assistants : scientifiques et ingénieurs. Les premiers résultats: les élèves travaillent, ils ont appris à former ; avantage local : nombre d'élèves limité : 50 à 60 par promotion ; 140 élèves ; 80 professeurs ou ingénieurs. Discussion intéressante.

IND. P 24

Fiche n° 24.914

L. DUBOIS. L'ingénieur d'exploitation. — *Revue des Ecoles Spéciales (U.I.Lv.)*, 1959, n° 2, p. 27/31, et 45.

Le rôle de l'ingénieur d'exploitation est triple : établissement d'un programme dans l'espace et dans le temps suivant les directives reçues - exécution - contrôle. Pour remplir ce rôle, l'ingénieur doit être instruit, inventif, de bon sens, organisateur, homme d'action et de commandement, courageux, humain.

A cet article font suite : L'ingénieur face à la recherche, par A. Luyckx - L'ingénieur de recherche, par J. Daubersy - L'ingénieur de service de vente, par M.G. Meirsschant - L'ingénieur de bureau d'études, par Ph. Gillon - L'ingénieur d'exploitation coloniale, par F. Hauchamps - L'ingénieur de bureau ou services d'organisation, groupements professionnels et divers, par A. Lagasse de Loch.

Tableau de la répartition des ingénieurs belges.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 110

Fiche n° 24.851

G. RAUER. Aufgaben und Erfolge der Mechanisierung im westdeutschen Steinkohlenbergbau. *Tâches et conséquences de la mécanisation dans les mines de l'Allemagne de l'Ouest*. — Glückauf, 1959, 18 juillet, p. 929/934, 3 fig.

La concurrence du charbon américain et du pétrole, ainsi que du gaz naturel, fait que les mines allemandes doivent arriver à une baisse importante et urgente de leur prix de revient. La mécanisation peut abaisser ceux-ci, trois problèmes se posent : 1) améliorer les bases scientifiques (tâche de la SKBV) - 2) développer de nouvelles méthodes et machines (tâche des constructeurs en collaboration avec les mines et la SKBV) - 3) développer l'emploi des machines existantes (tâche des mines). L'auteur a rassemblé sur une demi-page le schéma des machines d'abattage créées en Allemagne de 1941 à 1958. L'Angleterre vient en tête pour le développement des abatteuses en charbon dur, la France l'emporte dans le domaine de l'organisation, les Soviétiques dans le creusement des galeries, l'Allemagne dans l'emploi du rabot, du convoyeur blindé, du front dégagé et du remblayage pneumatique. Ce qui ralentit la mécanisation, ce sont les conditions géologiques et parfois le recul devant les immobilisations financières. Ici la SKBV est intervenue financièrement pour établir des programmes à long terme et acheter quelques types étrangers (Dosco, Trepanner) en vue de licences aux constructeurs allemands. L'auteur ajoute quelques considérations :

1) les relations internationales actuelles facilitent les échanges d'informations - 2) la mécanisation sous-entend les grands avancements et grandes entreprises - 3) la direction doit s'accommoder de la mécanisation et s'appuyer sur l'ingénieur mécanicien et électricien - 4) la main-d'œuvre doit aussi évoluer : il faut plus d'ajusteurs et d'électriciens - 5) on ne doit pas trop se laisser fasciner par les mauvais terrains et les dérangements : il y en a aussi en France et en Autriche ; il faut des recherches pour mieux connaître les terrains et améliorer le mode de soutènement - 6) W. Hoevens (cf. f. 19.874 - Q 110) signale qu'on peut dépenser 40.000 DM pour économiser un homme. Ceci est un argument en faveur de l'idée que : la mécanisation est payante - 7) L'objection souvent faite que l'organisation rend plus et à meilleur compte que la mécanisation est sophistique : il faut sans aucun doute pousser l'organisation jusqu'au rendement optimum, on ne doit pas attendre pour le faire ; mais cela ne gêne en rien la mécanisation.

IND. Q 1130

Fiche n° 25.018

J. ELLIOTT. The principles of reconstruction and modernisation of mines. *Les principes de la reconstruction et de la modernisation des mines*. — Colliery Guardian, 1959, 13 août, p. 27/30.

Pendant le XIX^e siècle, la Grande-Bretagne a été le plus gros producteur et le plus gros exportateur de charbon ; en 1913, production : 287 millions de t, 75 millions de t exportées. Entre les deux guerres mondiales, les marchés ont subi des fluctuations et, en 1947, l'institution du N.C.B. et la nationalisation ont amené un profond changement d'organisation et une rationalisation de l'exploitation. L'étude géologique des gisements et l'évaluation des réserves ont été systématiquement entreprises et, là où des développements des moyens d'exploitation se justifiaient, on a agrandi et modernisé les moyens d'extraction, creusements de galeries, fonçages de puits, machines d'extraction. Les projets établis, leur réalisation est subordonnée aux possibilités de rémunération des capitaux à engager. Les nombreuses installations nouvelles doivent être rentables et l'application des méthodes modernes de mécanisation de l'exploitation, aussi bien que l'adaptation des services auxiliaires : ventilation, préparation du charbon, etc., doivent être étudiées en fonction de leurs possibilités de rendement.

IND. Q 124

Fiche n° 24.844

L. DOMAIN et B. GRIMOUARD. Le transport maritime du méthane liquide. — *Annales des Mines de France*, 1959, juin, p. 331/343, 4 fig.

Les ressources en énergie du gaz naturel sont énormes : dans certains pays sous-développés, elles sont inutilisées ou gaspillées ; aux U.S.A., elles sont exploitées et la production annuelle dépasse l'équivalent en charbon de 450 millions de t. Le transport de cette forme d'énergie se fait par feeders, ou par bateaux spéciaux après liquéfaction vers 160°. A destination il est regazéifié et expédié par pipe-lines aux lieux de consommation. Les gisements du Sahara devront être exploités de cette façon et les auteurs examinent les principaux problèmes posés avec leurs projets de solution : liquéfaction par différents procédés entre lesquels on choisira le plus économique, transport maritime dans des navires-citernes « méthaniers » pourvus d'un calorifugeage approprié et spécialement construits pour leur destination. Le coût d'exploitation de ces navires est étudié. Les auteurs envisagent ensuite le problème des stockages et installations annexes au départ et à l'arrivée.

Ils évaluent les investissements nécessaires et calculent le prix de revient dans différentes hypothèses, concluant à l'intérêt de cette exploitation.

Bibliographie

3^e Conférence internationale sur la Préparation du Charbon (Liège 1958), organisée par l'Institut national de l'Industrie charbonnière.

Le volume en langue française de cette Conférence a paru. C'est un fort volume de 815 pages avec 700 planches et figures. Il est mis en vente par l'Institut National de l'Industrie Charbonnière, à Liège, 7, boulevard Frère-Orban, au prix de 600 FB. Toutefois, les membres inscrits à la Conférence peuvent obtenir un exemplaire au prix de 200 FB.

La Conférence Internationale sur la Préparation du Charbon est organisée tous les quatre ans par l'industrie charbonnière d'Allemagne, Belgique, Etats-Unis, France, Grande-Bretagne et Pays-Bas.

La première Conférence fut organisée à Paris, en 1950, par le Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France (Cerchar). La deuxième Conférence fut organisée à Essen en 1954 par le Steinkohlenbergbauverein.

La troisième Conférence a été organisée en Belgique par l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar) du 23 au 28 juin 1958.

Huit cents membres, en provenance de 23 pays, se sont inscrits; 67 rapports, émanant de 127 auteurs, ont été établis.

L'ouvrage contient le texte définitif des communications, les interventions et discours, la liste des participants, le rapport final, etc.

Le volume en langue allemande vient également de paraître.

NEUBERT-STEIN. Plan- und Risskunde, Band I von Markscheider Dr.-Ing. habil. K. Neubert und Markscheider Dipl.-Ing. W. Stein, Professeurs à l'Académie des Mines de Freiberg. (*L'art des plans et des coupes*, vol. I) - Editeur: VEB Deutscher Verlag der Wissenschaften Berlin W8, Niederwallstrasse 39. Reliure toile, vol. I, 294 p., 17 x 23, 134 fig.: 15,6 DM; vol. II, 261 p., 161 fig.: 16,8 DM.

Ce premier volume de la deuxième édition comporte les parties 1 à 4 du cours de topographie, les parties 5 à 8 se trouvent dans le 2^e volume.

L'ouvrage est divisé en trois parties: A. Aperçu historique; B. les coupes minières et leur réalisation; C. les coupes de mines, bases de nouvelles connaissances.

Le volume I, qui comporte 15 chapitres, contient la partie A et la première moitié de la partie B; un atlas de format 25 x 36, avec 13 planches en

couleurs, y est annexé. A titre d'échantillon et à échelle réduite, le volume contient entre autres les coupes qui ont paru séparément sous le titre: 5 coupes de mine historiques.

La partie historique, divisée en 4 chapitres, va de la topographie rudimentaire du temps des Romains jusqu'à la topographie actuelle. Le reste de l'ouvrage traite de ses procédés et de son but, de ses lois fondamentales, de ses divers modes de représentation, des fournitures pour dessin, des appareils, de la présentation des copies, des reproductions, agrandissements et réductions; il s'étend spécialement sur la réalisation des vues en plan et des coupes verticales et horizontales, des vues en perspective, des représentations spatiales, anaglyphes et mesures. Citons, parmi les nombreux sujets, la dinographie, l'héliophotocopie, les procédés mécaniques: contophotes, pantophotes, omnigraphes, interpolation graphique, tachymétrie, construction des monogrammes.

L'ouvrage est établi d'après les connaissances actuelles et est d'un maniement facile; il se recommande aux étudiants, aussi bien qu'aux géomètres et ingénieurs topographes.

METALLGESELLSCHAFT AG - Tableaux statistiques 1949-1958 - Aluminium - Plomb - Cuivre - Zinc - Etain - Cadmium - Magnésium - Nickel - Mercure et argent - 46^e publication - Francfort-sur-le-Main, 1959 - Relié toile, 22 x 31 cm, 248 p.

Une introduction avec diagrammes décrit les efforts réalisés un peu partout et de manières souvent contradictoires pour adapter la production à la consommation; un arrêt dans la politique du stock-piling des grands pays avait créé une situation difficile qui semble se résorber.

L'ouvrage en français comporte trois parties:

1) Tableaux, par minerai, de la production mondiale minière, métallurgique et de la consommation, avec résumé rétrospectif par continent.

2) Statistiques détaillées par pays pour les principaux métaux.

3) Variation des prix.

Ces revues annuelles statistiques importantes sont établies d'après les statistiques officielles des différents pays: Bureau of Mines, Washington; American Bureau of Metal Statistics, New York; O.N.U. O.E.C.E.; British Bureau of Non-Ferrous Metal Statistics, International Tin Council; Société Métaux et Métaux, etc.

Communiqués

HUITIEME SYMPOSIUM INTERNATIONAL SUR LA COMBUSTION

Les Symposiums sur la Combustion organisés sous les auspices du Combustion Institute, dont le Président est le Dr. Bernard Lewis, sont devenus le lieu de rencontre des spécialistes de ce domaine de recherche. Le prochain Symposium se tiendra au California Institute of Technology, à Pasadena (U.S.A.) du 29 août au 2 septembre 1960. Il est certain que cette réunion rencontrera le même succès que les précédentes, dont la dernière se fit à Londres et Oxford en 1957.

Le 8^{me} Symposium aura comme thème les problèmes fondamentaux de combustion dans la propulsion. Ce sujet d'actualité qui prend de plus en plus d'importance, sera traité sous divers aspects : cinétique, combustion des solides, combustion des liquides et des pulvérisations, gaz ionisés, transferts de chaleur.

Il est souhaité que les communications qui y seront présentées portent sur de nouvelles données de base ou des concepts théoriques inédits, et également sur les nouvelles applications de connaissances fondamentales.

Comme il en fut au cours des Symposiums antérieurs, un certain nombre de personnalités scientifiques feront des exposés d'ensemble sur les derniers travaux effectués dans leur domaine particulier.

La présentation de communications est soumise aux conditions suivantes :

- Notification du titre avant le 1^{er} décembre 1959;
- Envoi du résumé de 400 à 800 mots avant le 1^{er} janvier 1960 ;
- Envoi du texte définitif (4.000 mots au maximum) avant le 1^{er} février 1960.

Ces documents, en triple exemplaire, doivent être transmis au Dr. S.S. Penner, Chairman, Papers Subcommittee, Eight International Combustion Symposium, California Institute of Technology, Pasadena, California, ou, pour la Belgique, à Mr. L. Delfet, Membre belge du Combustion Institute Committee, Directeur du Centre de Recherches pour l'Industrie des Produits Explosifs, Val du Bois, Sterrebeek, auprès de qui tous renseignements relatifs à ce Symposium, et également au Combustion Institute, peuvent être demandés.

FOIRE INTERNATIONALE DE BRUXELLES

L'invitation à participer à la 33^e Foire Internationale de Bruxelles 1960, vient d'être adressée à toutes les firmes qui avaient exposé antérieurement. La rentrée des inscriptions se fait à un rythme plus important que précédemment.

C'est du samedi 30 avril au mercredi 11 mai 1960 que se tiendra dans les Palais du Centenaire, une des manifestations majeures du Marché Commun européen.

Au printemps de chaque année, la Foire Internationale de Bruxelles constitue un haut lieu de rencontre dans le domaine des échanges économiques. Tout y est organisé dans le but de faciliter au maximum les contacts et les transactions.

L'Administration de la Foire acceptera les inscriptions des exposants jusqu'au 12 octobre 1959.

Renseignements et documentation peuvent être obtenus aux Palais du Centenaire, Bruxelles 2 - Tél. 78.48.60.

CREATION AU B.I.T. D'UN CENTRE INTERNATIONAL D'INFORMATIONS DE SECURITE ET D'HYGIENE DU TRAVAIL

Un Centre International d'Informations de Sécurité et d'Hygiène du Travail (C.I.S.) vient d'être créé par le Bureau International du Travail en collaboration avec l'Association Internationale de Sécurité Sociale. Il aura son siège à Genève dans les locaux du B.I.T.

La création de cet organisme répond à un besoin qui se faisait de plus en plus sentir. Pour qui se préoccupe de la lutte contre les accidents du travail et les maladies professionnelles, il est essentiel d'avoir accès à la documentation qu'ont pu réunir les autres spécialistes, chacun dans son domaine, dans son institution, dans son pays. Il est non moins indispensable d'être tenu informé des nouvelles expériences qui sont effectuées dans le monde entier.

Différentes institutions disposent déjà de moyens importants qui leur permettent de répondre en partie à ce but. Cependant, à l'heure actuelle, aucune d'elles n'est équipée pour faire face elle-même à toutes les demandes dont on conçoit la diversité. Par surcroît, les progrès de la technique et l'apparition de nouvelles substances qui peuvent présenter des

risques souvent mal connus des usagers posent des problèmes nouveaux à tous ceux qui portent une responsabilité en matière de prévention: employeurs, travailleurs, chefs de service de sécurité, médecins d'usine, inspecteurs du travail, législateurs, psychologues et éducateurs. Ces problèmes sont nombreux et appellent souvent des solutions urgentes.

Pour tous les pays, il apparaît donc indispensable d'organiser les échanges à l'échelle internationale. Le rôle essentiel d'un centre de documentation est de fournir aussi rapidement que possible des informations sur tous les travaux accomplis sur une question donnée. Il doit être à même de procurer, selon les cas, des références bibliographiques, des extraits de documents, des microfilms, des photocopies et, si possible, des traductions.

Ce qui existait avant la création du C.I.S.

Bien que dans de nombreux pays des institutions de diverse nature fassent un travail remarquable dans ce sens, et bien que le B.I.T. lui-même ait déployé une activité similaire depuis 40 ans, il faut constater d'une part, que le champ de la prévention n'a jamais été couvert systématiquement dans tous ses aspects et, d'autre part, qu'il n'a pas été possible de réduire les délais entre le moment où une information est mise à jour dans un pays et le moment où elle est portée à la connaissance de ceux qu'elle intéresse dans d'autres parties du monde. Ainsi sont perdues pour la recherche comme pour la pratique des informations intéressantes.

Souvent le chef de service de sécurité d'une entreprise qui veut se documenter sur différents problèmes faute de renseignements sur ce qu'il peut obtenir ne songe pas à s'adresser au B.I.T. ou à d'autres institutions mêmes nationales.

Le rôle du Centre International.

Le Centre International recevra à partir du mois d'octobre et de chacun des pays qui ont déjà assuré leur collaboration à ce centre et qui sont : Allemagne, Autriche, Belgique, Danemark, France, Italie, Pays-Bas, Royaume-Uni, Suède, Suisse, les informations recueillies par les Centres Nationaux.

Ces informations consisteront en références bibliographiques, complétées par une analyse des ouvrages et publications qui seront transférées sur des fiches établies dans chacune des trois langues de travail : allemand, anglais, français.

A partir du 1^{er} janvier 1960, le centre adressera régulièrement à ses abonnés, dans la traduction choisie, les fiches de documentation normalisée.

L'abonné pourra ainsi se constituer un fichier constamment tenu à jour de toutes les informations concernant l'hygiène et la sécurité du travail.

Nature des documents recueillis.

Les documents recueillis porteront sur des *textes réglementaires ; des prescriptions semi-officielles, normes, recommandations ; des ouvrages, articles de périodiques, rapports de recherches, études spéciales, réalisations intéressantes, etc.*

Fonctionnement du Centre.

Les fiches portant les références du Centre National, les abonnés qui désirent obtenir des documents qui les intéressent pourront s'adresser au Centre qui a transmis les informations s'y rapportant, pour acquérir soit l'ouvrage, soit des photocopies ou des microfilms ou encore une traduction du document original.

Centre National pour la Belgique.

C'est l'Association des Industriels de Belgique qui a été choisie comme Centre National par l'A.I.S.S. et le B.I.T. ; c'est donc elle qui sera chargée de transmettre au C.I.S. les renseignements concernant la documentation publiée en Belgique et de procurer aux abonnés ceux qu'ils désirent.

Abonnements.

Le montant de l'abonnement est fixé à 40 dollars pour la première année.

Cet abonnement donnera droit à la réception de toutes les fiches qui seront publiées à partir du 1^{er} janvier 1960 et dont le nombre estimé s'élèvera annuellement à 4 ou 5.000.

Il ne sera pas établi d'abonnements partiels, au moins pour la première année, car en raison du travail supplémentaire qu'ils donneraient au C.I.S. ils devraient être d'un montant plus élevé que l'abonnement à l'ensemble des fiches.

Les demandes d'abonnements et les versements sont à adresser au Centre National.

Cette œuvre de coopération internationale présente un intérêt des plus considérables pour être tenu au courant de ce qui se fait dans le monde en matière de prévention des accidents et des maladies professionnelles.

Il est donc souhaitable qu'elle rencontre auprès des employeurs, des organisations de travailleurs, des organismes et institutions qui s'intéressent à ces problèmes le succès qui lui permette de se développer au cours des années à venir.

Le Centre International qui doit vivre de ses propres ressources ne pourra subsister que s'il peut recueillir un nombre important d'abonnements émanant de tous les pays.

Il serait regrettable qu'il dût restreindre ou même cesser son activité parce qu'il ne rencontrerait pas auprès des milieux intéressés le succès qu'il est en droit d'espérer.

OPRICHTING, DOOR HET I.A.B., VAN EEN INTERNATIONAAL INFORMATIE-CENTRUM INZAKE VEILIGHEID EN BEDRIJFSHYGIENE

Een Internationaal Informatiecentrum inzake Veiligheid en Bedrijfshygiëne (C.I.S.) werd zopas opgericht door het Internationaal Arbeidsbureau, in medewerking met de Internationale Vereniging voor Sociale Zekerheid (A.I.S.S.). De zetel ervan is te Geneve gevestigd, in de lokalen van het I.A.B.

De oprichting van dit organisme voorziet in een behoefte die zich meer en meer liet gevoelen. Voor hem die zich over de strijd tegen arbeidsongevallen en beroepsziekten bezorgd maakt, is het onontbeerlijk te mogen beschikken over de documentatie die de overige specialisten, ieder in zijn werkring, in zijn instelling, in zijn land, konden bijeenbrengen. Even onontbeerlijk is het, op de hoogte gehouden te worden van de nieuwe ervaringen die in de ganse wereld worden opgedaan.

Verschillende instellingen beschikken reeds over aanzienlijke middelen die hun toelaten, gedeeltelijk in deze behoeften te voorzien. Toch is op dit ogenblik geen enkele uitgerust om zelf voldoening te schenken aan alle aanvragen in al hun verscheidenheid. Daarbij komt nog, dat de vorderingen van de techniek en het verschijnen van nieuwe stoffen die door de gebruikers vaak slecht gekende gevaren kunnen bieden, nieuwe problemen stellen voor al dezen die inzake voorkoming een verantwoordelijkheid dragen: werkgevers, werknemers, diensthoofden voor veiligheid, bedrijfsartsen, inspecteurs van de arbeid, wetgevers, psychologen en opvoeders. Deze problemen zijn talrijk en eisen vaak een dringende oplossing.

Voor alle landen blijkt het dan ook onontbeerlijk een internationale ruildienst op touw te zetten. Het is de essentiële taak van een documentatiecentrum, zo snel mogelijk inlichtingen te verstrekken over al wat betreffende deze of gene kwestie werd gepresteerd. Dit centrum moet in staat zijn om, naar gelang van het geval, bibliografische gegevens, uittreksels van documenten, microfilms, fotocopiëën, en, zo mogelijk, vertalingen te bezorgen.

Wat vóór de oprichting van het C.I.S. bestond.

Alhoewel in talrijke landen instellingen van verschillende aard op dit gebied merkwaardig werk presteren, en alhoewel het A.I.B. zelfs sinds 40 jaar dergelijke bedrijvigheid aan de dag heeft gelegd, moet men toch vaststellen dat enerzijds het domein van de voorkoming nooit systematisch in al zijn aspecten werd onderzocht en dat het anderzijds niet mogelijk is geweest de termijn te verkorten tussen het ogenblik waarop in een land een informatie wordt bijgewerkt en het ogenblik waarop hiervan aan de belangstellenden in andere delen van de wereld kennis wordt gegeven. Aldus gaan, zowel

voor de navorsingen als voor de praktijk, belangwekkende informaties teloor.

Het komt vaak voor dat het diensthoofd voor veiligheid van een onderneming, dat over verschillende problemen documentatiemateriaal wil verzamelen, er bij gebrek aan inlichtingen over hetgeen hij kan verkrijgen, niet aan denkt zich tot het I.A.B. of tot andere instellingen, zelfs van zijn land, te wenden.

De taak van het Internationaal Centrum.

Van de maand oktober af en vanwege elk van de landen die reeds hun medewerking toezegden, namelijk België, Denemarken, Duitsland, Frankrijk, Italië, Nederland, Oostenrijk, Verenigd Koninkrijk, Zweden, Zwitserland, zal het Internationaal Centrum de door de nationale centra verzamelde informaties ontvangen.

Deze informaties zullen bestaan uit bibliografische gegevens, aangevuld door een analyse van de werken en publicaties, en overgenomen op steekkaarten die in elk van de drie gebruikte talen: Duits, Engels, Frans, opgemaakt zijn.

Van 1 januari 1960 af zal het centrum regelmatig aan de abonnees de genormaliseerde documentatie-steekkaarten in de gewenste vertaling laten geworden.

Aldus zal de abonnee een gedurig bijgehouden documentatie van al de informaties inzake veiligheid en bedrijfshygiëne kunnen samenstellen.

Aard van de verzamelde documenten.

In de verzamelde documenten zal het gaan over reglements-bepalingen, semi-officiële voorschriften, normen, aanbevelingen, werken, tijdschriftartikelen, verslagen over navorsingen, speciale studiën, belangwekkende verwezenlijkingen, enz.

Werking van het Centrum.

Daar de fiches de referenties van het Nationaal Centrum vermelden, kunnen de abonnees die documenten verlangen zich tot het centrum wenden dat de informaties hieromtrent heeft overgemaakt, om hetzij een werk, hetzij fotocopiëën of microfilms of een vertaling van het originele document te verkrijgen.

Nationaal Centrum voor België.

De Vereniging der Belgische Industriëlen werd door de A.I.S.S. en het I.A.B. als Nationaal Centrum aangeduid. Zij is het die er mee zal belast worden, aan het C.I.S. de inlichtingen over te maken betreffende de in België verschenen documentatie, en aan de abonnees de door hen gewenste informaties te bezorgen.

MODÈLE **P&H** 955 A

COMME PELLE EXCAVATRICE DE GRANDE CAPACITÉ...

COMME GRUE POUR TRAVAUX LOURDS...

LE MODÈLE P & H 955A SE RÉVÈLE TOUJOURS COMME UN PLACEMENT SÛR...

Que vous utilisiez cette puissante machine sur chenilles, comme pelle de 2 m³, comme dragline ou comme grue pour charges de 65 tonnes, vous devrez conclure qu'elle est imbattable en ce qui concerne son rendement. Grâce à elle, vous pouvez envisager l'entreprise d'un plus grand nombre de gros travaux, y compris les grands projets de travaux publics en vous assurant cependant toujours une rentabilité immédiate et durable.

Construite selon les normes sévères de P & H (alliage d'acier de haute qualité, main-d'œuvre spécialisée), cette machine comporte les derniers perfectionnements P & H.

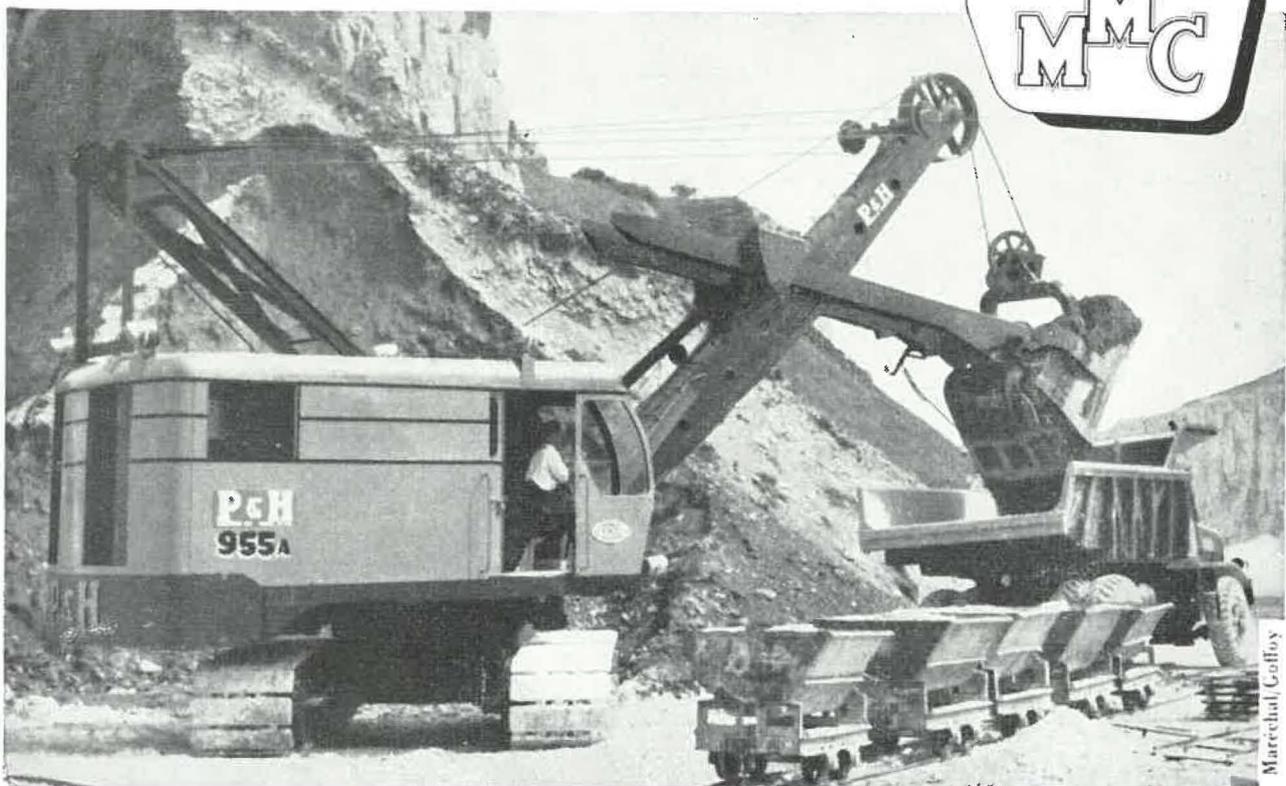
Maniement sûr et facile, construction robuste, rendement élevé, frais d'entretien très bas — sont

des facteurs essentiels et dont vous êtes assurés lors de l'acquisition du modèle P & H 995 A.

Elle comporte tous les perfectionnements P & H :

- Répartition judicieuse des poids
- Commandes hydrauliques à basse pression
- Levage de la flèche par dispositif planétaire
- Chenille du type tracteur
- Construction entièrement soudée
- Mécanismes entièrement montés sur roulements.

Nombreuses pièces de rechange P & H toujours à votre disposition.



Marechal, Goffroy

Sans aucun frais ni engagement pour moi, veuillez m'envoyer plus ample documentation sur le matériel P. & H.

NOM

ADRESSE

**M
M
C**

MATERMACO

710/714, chaussée de Louvain
Bruxelles 3 — Belgique



BRUXELLES · LEOPOLDVILLE · ELISABETHVILLE · USUMBURA

Abonnementen.

De abonnementsprijs werd voor het eerste jaar op 40 dollar vastgesteld.

Dit abonnement zal recht geven op al de fiches die van 1 januari 1960 af zullen gepubliceerd worden en waarvan het aantal, naar schatting, 4 of 5.000 zal bedragen.

Er zullen, althans voor het eerste jaar, geen gedeeltelijke abonnementen aangenomen worden. Daar zij inderdaad voor het C.I.S. meer werk zouden meebrengen, zou de prijs meer moeten bedragen dan deze van het abonnement op de gezamenlijke fiches.

De abonnementsaanvragen en de stortingen dienen aan het Nationaal Centrum toegezonden.

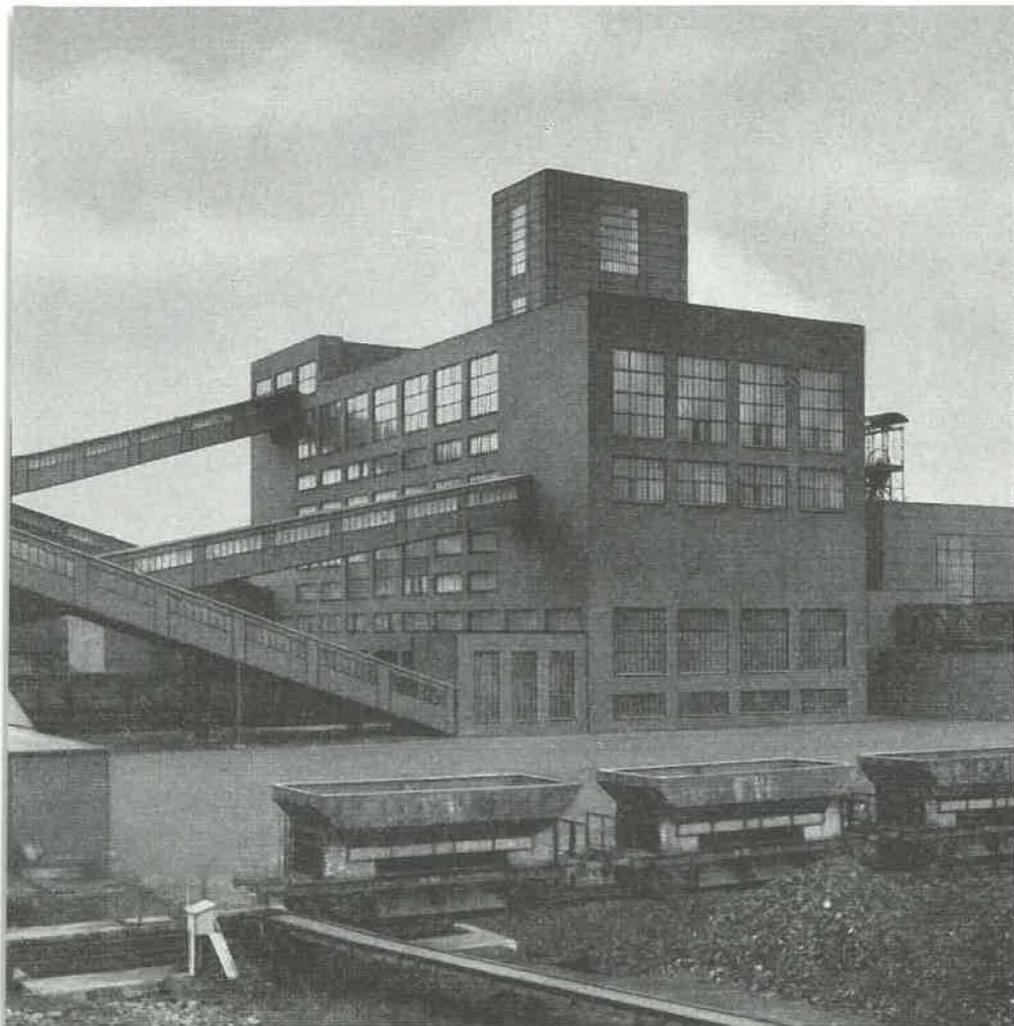
Deze instelling van internationale samenwerking is van hoofdbelang voor dezen die wensen op de

hoogte gehouden te worden van hetgeen over heel de wereld gepresteerd wordt inzake voorkoming van ongevallen en van beroepsziekten.

Het is dan ook wenselijk dat zij vanwege de werkgevers, de arbeidersorganisaties, de organismen en instellingen die zich voor deze problemen interesseren, een gunstig onthaal moge genieten waardoor zij in de komende jaren nog meer uitbreiding zou kunnen nemen.

Het Internationaal Centrum moet van eigen bestaansmiddelen leven. Het zal dan ook enkel kunnen in stand blijven zo het een aanzienlijk aantal abonnementen uit alle landen mag inzamelen.

Het zou jammer zijn, moest het zijn werkzaamheden beperken of zelfs er mee ophouden omdat vanwege de betrokken middelen het gunstige onthaal zou ontbreken dat het terecht mag verhoppen.



Installation de préparation de charbons

- Préparation par liquide dense au moyen de séparateurs (sink and float) ou de cyclones-laveurs
- Préparation mécanique par voie humide au moyen de bacs-laveurs ou tables
- Procédé de flottation
- Préparation magnétique au moyen de séparateurs électro-magnétiques et à magnétisme permanent
- En plus, nous fournissons tout le matériel pour: le concassage et le broyage, la classification, la manutention, le stockage, l'épaississement, l'égouttage et la déshydratation, la sélection et le dépoussiérage.

DOMAINE DE LA PREPARATION

NOUS CONSTRUISONS

Des installations complètes de préparation de charbons, de minerais et de tous autres minéraux d'après le dernier progrès de la technique moderne.

Nos laboratoires et stations d'essais sont à la disposition de notre clientèle. Prospectus spéciaux et notes explicatives sur demande.

WEDAG

WESTFALIA DINNENDAHL GRÖPPEL AG. BOCHUM

REPRÉSENTANT POUR LA BELGIQUE: **SYTECO S.P.R.L., BRUXELLES**

30 B, BOULEVARD DE DIXMUDE

2000-01-01

1000

1000

1000

1000

1000

ERRATUM

Dans le n° 9 (septembre 1959)

Tableau hors texte page 864 :

« Accidents graves, au sens défini par la Haute Autorité de la C.E.C.A. », dernière colonne, 6^e ligne (« Inflammations et explosions de grisou,... ; asphyxies par gaz naturels, dégagements instantanés »), lire : 3 au lieu de 5.

In n° 9 (september 1959)

Tabel buiten tekst blz. 864 :

« In 1958 in de ondergrond van de Belgische kolenmijnen gebeurde ongevallen volgens de bepaling aangenomen door de Hoge Autoriteit van de E.G.K.S. », laatste kolom, 6^e lijn (« Ontvlaming of ontploffing van mijngas,... ; verstikking door natuurlijke gassen, mijngasuitbarstingen »), lees 3 in plaats van 5.