

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

Directie - Redactie :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

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

Renseignements statistiques. — Fedechar-Inichar : Commission de Technique minière de la CECA, 9^e session, Grande-Bretagne, novembre 1958. — J. Leclercq : Inflammations d'huile provoquées par la blessure de câbles électriques. — J. Denis : La pratique du rabotage en couche mince. — E. Dessalles et R. Sténuît : Une visite en Pologne. — J. Verwilt : Installations d'extraction à câbles multiples en Grande-Bretagne. — 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 Paturages.
A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
L. DENOEL, Professeur émérite de l'Université de Liège, à Liège.
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 Acieries Belges, à Bruxelles.
M. GUERIN, Inspecteur général honoraire des Mines, à Liège.
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.
E. ROLLIN (Baron), Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
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 Acieries Belges, à Bruxelles.
J. VAN OIRBEEK, Président de la Fédération des Usines à Zinc, Plomb, Argent, Cuivre, Nickel et autres Métaux non ferreux, à Bruxelles.

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 Paturages.
A. DELMER, Ere Secretaris Generaal van het Ministerie van Openbare Werken, te Brussel.
L. DENOEL, Emeritus Hoogleraar aan de Universiteit van Luik, te Luik.
N. DESSARD, Ere-Vorzitter 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 Acieries Belges », te Brussel.
M. GUERIN, Ere Inspecteur generaal der Mijnen, te Luik.
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.
E. ROLLIN (Baron), Voorzitter van de Bedrijfsfederatie der Voortbrengers en Verdelers van Electriciteit in België, te Brussel.
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 Acieries Belges », te Brussel.
J. VAN OIRBEEK, Voorzitter 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 Embourg.
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,

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, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Brussel.
P. GERARD, Afdelingsdirecteur der Mijnen, te Hasselt.
H. LABASSE, Hoogleraar in de Mijnbouwkunde aan de Universiteit Luik, te Embourg.
J.M. LAURENT, Divisie Directeur 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° 2 — Février 1959

ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

N° 2 — Februari 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

P 1273



Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes	111
FEDECHAR - INICHAR — Commission de Technique Minière de la C.E.C.A. Neuvième session, Grande-Bretagne, novembre 1958	117

MEMOIRE

J. LECLERCQ — Inflammations d'huile provoquées par la blessure de câbles électriques (fin).	175
--	-----

NOTES DIVERSES

J. DENIS — La pratique du rabotage en couche mince au siège Blanchisserie de la S. A. des Charbonnages Mambourg, Sacré-Madame et Poirier Réunis	193
E. DESSALLES et R. STENUIT — Une visite en Pologne	205
J. VERWILST — Installations d'extraction à câbles multiples en Grande-Bretagne	218

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR — Revue de la littérature technique	224
Divers	241

COMMUNIQUES

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

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIE
BRUXELLES 5 • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • BRUSSEL 5
Rue Borrens, 37-39 - Borrensstroat — 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	244.500	43.831	1.028.062	15,57	—	13.258	17.987	0,16	0,35	0,89	1,24	1.120	806	85,13	87,09	—	41	—	38	—	79	1.599.362
Centre	186.944	42.261	897.675	16,45	—	10.421	14.126	0,15	0,36	0,95	1,31	1.051	761	86,31	87,84	—	286	—	125	—	411	1.982.704
Charleroi	480.519	58.672	1.832.632	18,83	—	21.167	29.391	0,17	0,34	0,86	1,24	1.160	804	86,04	87,55	—	65	+	13	—	52	2.810.123
Liège	285.755	42.396	569.786	18,79	—	15.841	21.252	0,17	0,40	1,07	1,45	933	688	84,63	86,60	—	8	+	54	+	46	—
Campine	739.298	73.817	2.411.438	18,96	—	27.201	35.739	0,10	0,27	0,71	0,95	1.411	1.057	89,97	91,50	—	4	—	41	—	45	1.691.987
Le Royaume	1.937.016	260.977	6.739.593	18,08	—	87.963	118.559	0,14	0,32	0,85	1,17	1.181	856	86,85	88,50	—	404	—	137	—	541	8.084.176 ⁽⁸⁾
1958 Octobre	2.330.739	271.005	6.608.843	22,44	—	86.765	117.316	0,14	0,33	0,85	1,17	1.174	855	85,74	87,73	—	400	—	118	—	518	8.528.539 ⁽⁸⁾
Septembre	2.112.819	229.725	6.161.600	20,94	—	84.270	115.525	0,14	0,33	0,85	1,19	1.167	843	85,83	87,91	+	22	+	285	+	307	8.461.311 ⁽⁸⁾
1957 Novembre	2.535.084	257.000	1.151.670	22,96	15.464	98.822	132.696	0,14	0,35	0,90	1,21	1.112	828	87,19	88,74	+	254	+	2636	+	2890	8.264.619 ⁽⁸⁾
Moy. mens	2.423.866	233.799	1.412.987 ⁽⁷⁾	23,29	—	90.542	124.132	0,14	0,34	0,87	1,19	1.150	838	84,86	86,49	—	44	+	873	+	829	8.695.240 ⁽⁸⁾
1956 » »	2.455.079	254.456	179.157 ⁽⁷⁾	23,48	—	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 2 au 8-2-1959	497.314	—	7.107.772	4,82	—	69.232	94.406	—	—	0,84	1,15	1.190	869	66,18	68,15	—	—	—	—	—	524	—

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 m³ à 8 500 Kcal, 0° C 760 mm de Hg.

(7) Stock fin décembre.

(8) Dont environ 5 % non valorisés.

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	Carrieres et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
1958 Novembre	284.773	12.332	486.772	146	88.369	175.546	9.863	9.879	17.397	28.830	70.383	5.878	31.324	38.642	26.806	14.568	20.575	223.327	1.545.865
Octobre	334.198	10.715	516.518	187	86.478	194.923	9.870	8.760	22.374	19.524	66.545	4.547	22.294	41.585	25.264	13.698	15.812	218.937	1.612.229
Septembre	295.732	10.210	488.591	183	74.850	160.403	9.256	6.771	21.380	21.383	70.277	3.405	26.476	40.219	29.434	14.566	15.591	177.954	1.466.681
1957 Novembre	373.672	11.958	598.738	379	138.969	276.653	10.287	11.813	34.880	33.649	62.806	7.390	32.516	50.971	51.407	17.554	16.313	276.558	2.006.513
Moy mens.	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	258.063	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	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

GENRE	Fours en activité		Charbon (t)			Huiles combustibles †	Production			Consommation propre	Livraisons au personnel de la cokerie	COKE (t)								Ouvriers occupés		
	PERIODE	Batteries	Fours	Reçu			Gros coke de plus de 80 mm	Autres	Total			Débit										
Belge				Etranger	Enfourné	Secteur domestique				Administrations publiques	Sidérurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer	Autres secteurs	Exportations	Total	Stock en fin de mois †				
Minières . . .	8	274	127.094	—	127.273	104	75.777	21.588	97.365	4.148	450	—	—	—	—	—	—	—	—	121 215	831	
Sidérurgiques . . .	28	1.011	340.685	169.879	505.547	—	325.505	65.835	391.340	4.672	5.648	—	—	—	—	—	—	—	—	86 385	2 603	
Autres . . .	11	287	18.148	91.118	106.438	265	60 101	22.801	82 902	2 299	376	—	—	—	—	—	—	—	—	70.556	1.193	
Le Royaume . . .	47	1.572	485.927	260.997	739.258	369	461.383	110.224	571.607	11.119	6.474	11.794	2.474	412.861	1.887	—	1.098	44.913	68.933	543.960	278.156	4.627
1958 Octobre . . .	47	1 572	502.898	256.108	766.546	325	480.410	115.510	595.920	11.004	7.051	10.797	2.527	433.379	2.097	—	2 135	45.419	70 549	566.903	268.102	4.663
Septembre . . .	47	1 571	494.134	257.109	745.821	211	471.953	107.927	579.880	10.122	5.268	8.462	2.160	424 670	2.148	—	2.008	39.219	78.921	557.588	257.140	4.664
1957 Novembre . . .	46	1.572	587 181	191.456	771.729	390	490.028	109.654	599.682	6.931	7.277	11.176	3.619	446.250	1.430	—	341	48.334	63.616	574.766	232.799	4.873
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	237.403(2)	4.881
1956 Moy. mens . . .	44	1.530	601.931	196.725	784 875	10.068(3)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	69	2.200	56.567	76.498	591.308	272.208(2)	4.137
1954 » » . . .	42(1)	1 444(1)	479.201	184.120	663.321	5.813(3)	407.062	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)	1.669(1)	392 363	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.

GENRE	GAZ (en 1.000 m³) (1)					SOUS-PRODUITS (t)				GENRE	Production (t)			Consommation propre †	Livraisons au personnel	Matières premières (t)		Ventes et cessions †	Stock (fin du mois) †	Ouvriers occupés	
	PERIODE	Production	Consommation propre	Débit			Brai	Goudron brut	Ammoniaque (en sulfate)		Benzol	Huiles légères	Boulets			Briquettes	Totale				Charbon
Synthèse				Sidérurgie	Autres industries	Distributions publiques															
Minières . . .	46.480	19.651	24 289	—	478	13.081	—	3.327	1.183	1.027	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Sidérurgiques . . .	170.896	84.235	38 968	52.910	3.334	45.043	—	13.026	4.531	4.563	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Autres . . .	39.102	17.215	13.350	—	3.361	11.840	—	3.113	885	856	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	256.478	121.101	76.607	52.910	7.173	69.964	—	19.466	6.599	6.446	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1958 Octobre . . .	268.290	124.048	85.141	53.707	10.889	72 424	—	21.321	7.189	5.555	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Septembre . . .	261.560	118.996	82.598	55.610	7.744	68.703	—	20.762	7.090	5.184	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1957 Novembre . . .	264.423	127.872	78.890	54.919	7.174	71.040	—	21.406	6.979	5.802	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Moy. mens. . .	261.465	96 077	78.980	53 321	9.482	70.071	—	20.934	6.827	5.613	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1956 » » . . .	267.139	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	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Minières . . .	71.360	20.013	91.873	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Indépend. . .	1.516	—	1.516	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Le Royaume . . .	73.376	20.013	93.389	3.706	15.397	88.569	7.068	74 247	63.570	502	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1958 Octobre . . .	70.680	20.084	91.664	3.323	14.879	86.049	6 501	69.862	63.531	475	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Septembre . . .	57.997	21.050	79.047	2.766	9.448	74.754	5.872	57.376	59.931	475	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1957 Novembre . . .	126.798	23.963	150.761	3.664	16.025	139.543	11.267	126.042	22.981	599	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Moy. mens. . .	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	12.353	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	—	552	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
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	—	—	—	—	—	—	1911	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

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

(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			
1958 Novembre	51.251	2.994	54.245	61.646	474.328	3.802	314	4.116	7.068	82.358	(1)
Octobre	62.494	12.058	74.552	73.561	483.263	3.870	374	4.244	6.501	85.310	4.036
Septembre	66.642	12.899	79.541	65.869	483.631	2.618	554	3.172	5.872	87.567	2.435
1957 Novembre	56.898	16.324	73.222	80.660	653.645	5.903	9.361	15.264	11.267	68.223	2.102
Moy. mens.	63.425	11.815	75.240	77.048	620.752 ⁽²⁾	7.116	6.356	13.472	11.5 ^v 4	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 t	Argent, or, platine etc. kg	A l'exception des métaux précieux t	Argent, or, platine, etc. kg	
1958 Novembre	13.761	16.961	8.614	633	196	348	40.513	33.356	15.014	1.911	14.987
Octobre	13.940	16.208	7.203	680	199	340	38.570	27.943	18.973	2.181	15.020
Septembre	13.277	16.294	7.121	696	208	262	37.858	26.341	17.235	2.045	14.885
1957 Novembre	12.433	19.650	8.398	912	204	433	42.030	21.105	17.065	1.764	15.792
Moy. mens.	12.713	19.637	8.272	793	180	404	41.999	23.937	16.156	1.982	15.655 ⁽¹⁾
1956 » »	14.072	19.224	8.521	871	228	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	PRODUCT									
		Produits bruts			Produits demi-finis		Produits				
		Fonte	Acier Total	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profilés et zords (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	
1958 Octobre	50	500.089	541.056	6.129	56.078	41.559	146.965	13.552	8.841	50.499	
Septembre	51	476.459	525.682	5.219	49.146	47.675	137.589	14.782	7.551	48.055	
Août	48	453.346	480.382	4.656	45.427	56.957	118.518	11.255	10.921	38.700	
1957 Octobre	51	511.098	597.487	4.739	54.582	58.109	131.072	23.856	11.255	43.377	
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	Fers finis 2.772		97.171	116.535	19.939	7.312	37.030	
1950 » »	48	307.898	311.034	Acier 3.584		70.503	91.952	14.410	Rails, accessoires, traverses 10.668	36.008	
1948 » »	51	327.416	321.059	2.573		61.951	Aciers marchands et rods 70.980	Profilés spéciaux poutrelles 39.383	9.853	28.979	
1938 » »	50	202.177	184.369	3.508		37.839	43.200	26.010	9.337	10.603	
1913 » »	54	207.058	200.398	25.363		127.083	Aciers mar- chands 51.177	30.219	28.489	Verges et aciers serpentés 11.852	

IMPORTATIONS					EXPORTATIONS			
Pays d'origine Périodes Répartition	Charbons t	Cokes t (1)	Agglomérés t	Lignites t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occident.	197.246	7.486	3.869	7.943	Allemagne Occident.	2.429	402	2.645
France	14.884	43	28	—	France	68.934	27.827	11.728
Pays-Bas	82.463	5.378	6.272	285	Luxembourg	200	5.459	360
					Pays-Bas	105.162	1.329	20
Pays de la CECA	294.593	12.907	10.169	8.228	Pays de la CECA	176.725	31.017	14.753
Royaume-Uni	41.526	887	—	—	Autriche	—	276	—
Etats-Unis d'Amérique.	150.903	—	—	—	Danemark	—	26.802	—
U.R.S.S.	7.286	—	—	—	Norvège	—	300	—
Vietnam	59	—	—	—	Royaume-Uni	44.815	—	—
					Suède	—	9.248	—
Pays tiers	199.774	887	—	—	Suisse	8.601	40	160
Ensemble nov. 1958	494.367	13.794	10.169	8.228	Congo belge	121	—	—
1958 Octobre	534.804	14.175	9.388	9.183	Divers	—	1.250	—
Septembre	525.404	16.147	12.446	7.547	Pays tiers	53.537	37.916	160
Août	477.036	9.869	10.742	8.276	Ensemble nov. 1958	230.262	68.933	14.913
1957 Moy. mens.	425.142	17.965	8.673	9.102	1958 Octobre	225.108	70.549	15.241
Novembre	393.831	9.432	10.123	8.643	Septembre	181.606	78.921	13.539
Répartition :					Août	175.449	78.250	13.110
1) Secteur domestique	140.445	215	10.427	7.612	1957 Moy. mens.	330.166	75.490	58.970
2) Secteur industriel	352.837	13.637	60	616	Novembre	285.069	63.616	63.834
Réexportations	6.935	—	—	—				
Mouvement des stocks	— 5.850	— 58	— 318	—				

(1) Y compris coke de gaz.

URGIE

OCTOBRE 1958

TION (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	
46.158	6.957	2.241	96.755	20.197	516	2.957	395.632	29.457	13.859	51.631
46.179	7.311	2.322	91.944	19.340	882	2.750	378.705	28.489	13.241	51.868
43.017	7.116	1.644	77.769	15.528	448	3.638	328.554	23.941	11.853	51.852
									Tubes soudés	
67.129	8.042	2.689	81.757	29.692	—	6.426	405.295	25.870	10.352	54.718
55.898	7.601	2.350	66.514	25.641	—	5.514	370.412	25.558	9.087	55.158
53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
37.473	8.996	2.153	40.018	25.112	—	2.705	290.852	3.070	3.655	41.904
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	20.949	—	2.878	243.859	11.096	1.981	36.415
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	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
Grosses tôles	Tôles moyennes		18.194	30.017	—	1.421	146.852	—	—	33.024
28.780	12.140	2.818	14.715	13.958	—	—	—	—	—	—
16.460	9.034	2.064	—	—	—	—	—	—	—	—
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

PRODUCTION	Unités	Octobre 1958	Sept. 1958	Octobre 1957	Moyenne mensuelle 1957	PRODUCTION	Unités	Octobre 1958	Sept. 1958	Octobre 1957	Moyenne mensuelle 1957
		(a)	(b)					(a)	(b)		
PORPHYRE :						PRODUITS DE DRA-					
Moellons	t	496	143	105	274	GAGE : Gravier	t	223 196	225.126	136.421	133.814
Concassés	t	302.714	342.806	433.035	338.406	Sable	t	50.350	55.948	24.806	23.342
Pavés et mosaïques.	t	1.073	974	1.900	1.765	CALCAIRES :	t	277.320	293.935	210.492	187.034
PETIT-GRANIT :						CHAUX :	t	162.029	156.804	170.243	158.727
Extrait	m ³	10.822	11.044	11.955	10.934	PHOSPHATES	t	1.519	3.936	1.880	1.344
Scié	m ³	5.252	5.274	6.222	5.863	CARBONATES NATUR.					
Façonné	m ³	1.365	1.388	1.677	1.571	(Graie, marne, tuf- feu)	t	30 723	27.809	37.815	32.341
Sous-produits	m ³	13.438	15.617	18.024	16 625	CARBON. DE CHAUX					
MARBRES :						PRECIPITES	t	9.153	(c)	7.300	2.494
Blocs équarris	m ³	460	555	565	508	CHAUX HYDRAULI-					
Tranches ramenées à 20 mm	m ²	42.859	41.726	45.630	42.109	QUE ARTIFICIELLE	t	475	201	647	652
Moellons concassés	t	2.239	2.107	2.215	2.008	DOLOMIE : Crue	t	32.976	38.328	32.741	27.093
Bimbeloterie	Kg	25.160	28.151	86.163	84.113	Frittée	t	21.587	22.113	24.490	20.897
GRES :						PLATRE :					
Moellons bruts	t	26.083	29.815	31.585	23.119	AGGLOM. PLATRE	m ²	3.383	3.664	3.111	3.032
Concassés	t	87.465	84.205	101.519	84.993			127.324	120.923	125.695	109.888
Pavés et mosaïques.	t	922	641	14.628	886						
Divers taillés	t	8.149	7.401	7.661	6.435						
SABLE :						SILEX : Broyé	t	390	555	546	706
pour métallurgie	t	67 486	61.703	83.121	68.938	Pavés.	t	845	800	896	1.042
pour verrerie	t	98.840	91.510	94.131	83.344	FELDSPATH & GALETS	t	89	97	95	146
pour construction	t	149.165	158.392	161.248	147.808	QUARTZ et QUARTZITES	t	60.995	65.972	54.693	52.754
Divers	t	52.313	47.532	82.320	61.360	ARGILES :	t	48.090	49.456	74.073	79.923
ARDOISE :											
pour toitures	t	787	614	793	682						
Schiste ardoisier	t	182	167	185	152						
Coticule (pierre à aiguiser)	Kg	3.495	1.955	5.435	5.393	Ouvriers occupés		11.592	11.802	13.125	13.135

(a) Chiffres provisoires. (b) Chiffres rectifiés. (c) Chiffres non disponibles.

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 ouvriers	Absentéisme en %		Cote 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										
1958 Novembre	10.571,3	328	477	1.656	1.284	21,74	16,52	15,09	3.459	568	8.604	4.860
1957 Moy. mens.	11.096	340,8	493,5	1.586	1.222	25	16,89	15,47	3.766	652	735 ⁽²⁾	622 ⁽²⁾
1957 Novembre	11.596,6	343,5	496	1.586	1.231	24	13,52	12,34	3.746	708	1.060	321
Belgique												
1958 Novembre	1.937	106,4	141,3	1.181	856	18,08	13,15 ⁽³⁾	11,50 ⁽³⁾	571,6	93,4	6.739	278
1957 Moy. mens.	2.423,8	117	153	1.150	838	23,29	15,14 ⁽³⁾	13,51 ⁽³⁾	596,3	151,8	1.413 ⁽²⁾	237,4 ⁽²⁾
1957 Novembre	2.535	117	153	1.112	828	22,96	12,81 ⁽³⁾	11,26 ⁽³⁾	599,7	150,7	1.151,6	232,8
France												
1958 Novembre	4.722	141	200	1.678	1.140	22,95	10,34	6,49 ⁽⁴⁾	1.046	619	7.624	718
1957 Moy. mens.	4.733	142,2	204,1	1.682	1.119	24,74	14,01	8,24 ⁽⁴⁾	1.047	688	4.685 ⁽²⁾	448 ⁽²⁾
1957 Novembre	4.803	143	204	1.678	1.130	23,94	13,40	9 ⁽⁴⁾	1.056	694	4.803	440
Sarre												
1958 Novembre	1.294	38	56	1.778	1.186	22,73	9,64	6,98 ⁽⁴⁾	334	—	939	50
1957 Moy. mens.	1.371	37,2	56,7	1.800	1.144	24,58	11,58	6,59 ⁽⁴⁾	360	—	188 ⁽²⁾	53 ⁽²⁾
1957 Novembre	1.369	38	57	1.779	1.133	23,74	9,65	6,20 ⁽⁴⁾	361	—	212	47
Italie												
1958 Novembre (1)	48	3	(6)	1.234	(6)	(6)	(6)	(6)	280	2	23	281
1957 Moy. mens.	85	4,9	5,7	957	(6)	(6)	20,70	18,35	307	1,3	50 ⁽²⁾	129 ⁽²⁾
1957 Novembre	72	4,6	5,5	919	(6)	(6)	19,83	17,78	308	1	51	92
Pays-Bas												
1958 Novembre (1)	971	31,1	(6)	1.525	(6)	(6)	(6)	(6)	334	97	819	377
1957 Moy. mens.	948	30,7	46	1.499	(6)	24,42	18,51	16,35	354	95	312 ⁽²⁾	163 ⁽²⁾
1957 Novembre	973	31	47	1.504	(6)	23	16,25	14,35	354	94	354	141
Communauté												
1958 Novembre (1)	19.640	640,2	(6)	1.597	(6)	(6)	(6)	(6)	6.013	1.374	24.787	6.505
1957 Moy. mens.	20.657	658,5	907,4	1.545	(6)	(6)	21	19,37	6.431	1.588	7.273 ⁽²⁾	1.653 ⁽²⁾
1957 Novembre	21.349	669,8	915,9	1.531	(6)	(6)	15,55	14,40	6.425	1 647	7.582	1.274
Grande-Bretagne												
1958 Semaine du 23 au 29 novembre	4.472,4 ⁽⁵⁾	—	688,9	à front 3.636	1.325	(6)	(6)	13,69	(6)	(6)	(6)	(6)
1957 Moy. heb.	4.301 ⁽⁵⁾	—	710,1	3.363	1.231	(6)	(6)	13,81	(6)	(6)	(6)	(6)
1957 Sem. du 24 au 30 novembre	4.724,5 ⁽⁵⁾	—	710,1	3.371	1.242	(6)	(6)	12,46	(6)	(6)	(6)	(6)

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

Commission de Technique Minière de la CECA

9^e session du 2 au 7 novembre 1958 en Grande-Bretagne.

INLEIDING

De zesde zitting heeft plaats gehad in Luxemburg, op 20 november 1956, op uitnodiging van het Hoog Gezag, ten einde verschillende uiteenzettingen te horen :

a) over de mijnindustrie in de Sovjet-Unie door de leden van een zending van de N.C.B. en

b) over het delven van schachten met snelle vooruitgang in Zuid-Afrika door de Heer Dessalles.

De zevende zitting ging door te München en in Hoog-Beieren, van 28 mei tot 1 juni 1957, op initiatief van het Steinkohlenbergbauverein van Essen en van de directie van de mijnen van Beieren.

De achtste zitting werd gehouden in het bekken van het Noorden en van de Pas-de-Calais, te Douai, van 3 tot 5 februari 1958, op uitnodiging van de Charbonnages de France, met het oog op de studie van de delving van steengangen en galerijen met snelle vooruitgang.

De negende zitting ging door in Groot-Brittannië, van 2 tot 7 november 1958, op uitnodiging van de National Coal Board.

Deze zitting werd bijgewoond door de volgende deelnemers :

Hoog Gezag :	De HH. SCHENSKY, DELARGE, BERDING, DRESEN, WONNERTH,	Afdeling der Industriële Problemen. Afdeling der Industriële Problemen. Afdeling der Industriële Problemen. Afdeling der Industriële Problemen. Afdeling der Industriële Problemen.
Duitsland :	De HH. ANDERHEGGEN, ERNST, LANGE,	Steinkohlenbergwerk Friedrich Heinrich A.G., Kamp-Lintfort (Krs. Moers), Niederrhein. Steinkohlenbergbauverein, Essen. Steinkohlenbergwerk Hannover Hannibal, Bochum.
België :	De HH. DESSALLES, MEILLEUR, QUIEVRY, LEDENT, STASSEN,	Inspectie der Steenkoolmijnen van de Société Générale. Steenkoolmijn Bonne-Espérance, Lambusart. Inspectie van de Société Evence Coppée. Steenkoolmijn Quatre-Jean. Nationaal Instituut der Steenkoolindustrie.
Frankrijk :	De HH. BIHL, DUFAY, MARQUIS,	Houillères du Bassin de Lorraine, Merlebach. Houillères du Bassin du Nord et Pas-de-Calais, Douai. Service des Travaux Neufs des Charbonnages de France.
Nederland :	De HH. RAEDTS, HELLEMANS,	Oranje-Nassau-Mijnen, Heerlen. Staatsmijnen, Heerlen.
Saar :	De Heer MOENCH,	Saarbergwerke, Saarbrücken.
Groot-Brittannië :	De HH. KIMMINS, LANSDOWN, TYTE,	National Coal Board, Dienst Productie. National Coal Board. National Coal Board, Mining Research Establishment.

Deze negende zitting werd voornamelijk gewijd aan de mechanische winning en lading, evenals aan de studie van de voortschrijdende ondersteuning.

Dit belangwekkend programma was als volgt ingedeeld :

Maandag 3 november :

- Openingszitting te Hobart House, zetel van de National Coal Board.
- Toespraak van de Heer H.A. LONGDEN, Directeur-Generaal van de Productie N.C.B.
 - Recente vooruitgang op gebied van de mechanische winning in Groot-Brittannië door W.J. ADCOCK, Hoofdingenieur van de Dienst voor Mechanisatie van de N.C.B.
 - Moderne gemechaniseerde ondersteuning aan het pijlerfront door W.J. ADCOCK, Hoofd van de dienst voor dakbeheersing van de N.C.B.
 - Schieten met gepulseerde waterinjectie door A.B. WILDGOOSE, Hoofd van de dienst der springstoffen, afdeling Productie van de N.C.B.

Deze uiteenzettingen werden toegelicht door talrijke projecties en door de vertoning van twee films over de geactiveerde Huwood-schaaf en over het schieten met gepulseerde waterinjectie.

Dinsdag 4 november :

- Voormiddag : Ondergrondse bezoeken in twee groepen, in de Afdeling van Noord-Oosten (Yorkshire).
- Mijn van Cortonwood, laag « Silkstone ». Pijler uitgerust met zaaglaadmachine « Anderton » en voortschrijdende ondersteuning « Seaman-Gullick ». Schieten met waterinfusie in het massief.
 - Mijn van New Stubbin, laag « Thorncliffe ». Pijler uitgerust met « Trepanner » en voortschrijdende ondersteuning « Dowty-Roofmaster ».

Namiddag : uiteenzettingen door :

- De Heer RUDGE, Ingenieur van de Mechanische Dienst, Area n^o 3, Afdeling Noord-Oosten van de N.C.B. : De zaaglader Anderton en de voortschrijdende ondersteuning Seaman-Gullick in het 9^e district Zuid, laag Silkstone, in de mijn Cortonwood.
- De Heer E.B. PARK, Afdelingsingenieur bij de Mechanische dienst van de afdeling Noord-Oost van de N.C.B. : « Mechanische winning en lading met de Trepanner Anderson-Boyes en ondersteuning met automatische voortschrijding Dowty-Roofmaster ».

Woensdag 5 november :

Ondergrondse bezoeken in de Afdeling Noord-Oosten (Yorkshire), maar met omkering van de groepen.

Nochtans in plaats van een bezoek te brengen aan de mijn « New Stubbin », heeft groep A in de mijn « Kiveton Park », een werkplaats in de laag « High Hazel » bezocht, die op identische wijze was uitgerust als de pijler in de laag Thorncliffe, met Trepanner en Dowty Roofmaster.

Donderdag 6 november :

- Voormiddag : Ondergrondse bezoeken in vier groepen in de Afdeling van de West-Midlands.
- Mijn Kingsbury : Huwood-schaaf.

- Mijn Snibston : Continuous Miner Joy met pneumatische vulling.
- Mijn Moorgreen : Transportband met kabelaanrijving.
- Mijn Coppice : Winning door middel van perslucht (procédé Armstrong).
Universele zaaglader Joy.

Namiddag : Bezoek aan de bovengrondse installaties van de nieuwe mijn « Lea Hall » in aanbouw.

Vrijdag 7 november :

Voormiddag : Bezoek aan de « Central Engineering Establishment », te Bretby.

Namiddag : Terugkeer naar Londen en ontvangst door de N.C.B.

INTRODUCTION

Une Commission Internationale d'Experts de Technique Minière a été créée en avril 1953 à Luxembourg, à l'initiative de la Communauté Européenne du Charbon et de l'Acier.

La Commission a pour objectif de coordonner dans les pays de la C.E.C.A. notamment l'échange d'informations sur les nouveaux engins et les nouveaux procédés, les résultats pratiques et les possibilités d'application technique selon les différentes conditions géologiques, en vue d'accroître le rendement et la productivité des entreprises minières, de rendre moins pénible le travail physique du mineur et de diminuer les risques d'accident.

La Commission est composée de représentants de la Division des Problèmes Industriels de la Haute Autorité et d'experts des bassins houillers d'Allemagne, Belgique, France, Pays-Bas et Sarre. Des représentants du National Coal Board de Grande-Bretagne participent aux travaux.

La première session de travail de la Commission a eu lieu du 27 au 29 octobre 1953 dans le bassin de la Ruhr, à l'invitation du Steinkohlenbergbauverein d'Essen.

La deuxième session a eu lieu en Lorraine et en Sarre, fin janvier 1954, à l'invitation de Charbonnages de France.

La troisième session a eu lieu dans les bassins de Liège et de Campine, du 8 au 10 novembre 1954, et fut organisée en collaboration par la Fédération Charbonnière de Belgique (Fédéchar) et l'Institut National de l'Industrie Charbonnière (Inichar).

La quatrième session a eu lieu dans le Limbourg néerlandais du 12 au 14 mai 1955, à l'invitation de « Gezamenlijke Steenkolenmijnen in Limburg ».

La cinquième session a eu lieu en Grande-Bretagne, du 7 au 11 novembre 1955, à l'invitation du National Coal Board.

La sixième session a eu lieu à Luxembourg, le 20 novembre 1956, à l'invitation de la Haute Autorité pour entendre différents exposés, notamment : a) sur l'industrie minière en Union Soviétique par les membres d'une mission du N.C.B., et b) sur le creusement de puits à avancement rapide en Afrique du Sud par Mr. Dessalles.

La septième session a eu lieu à Munich et en Haute-Bavière, du 28 mai au 1^{er} juin 1957, à l'invitation du Steinkohlenbergbauverein d'Essen et de la direction des mines bavaroises.

La huitième session s'est tenue dans le bassin du Nord et du Pas-de-Calais, à Douai, du 3 au 5 février 1958, à l'invitation de Charbonnages de France, pour l'étude du creusement rapide des voies au rocher et au charbon.

La neuvième session a eu lieu en Grande-Bretagne, du 2 au 7 novembre 1958, à l'invitation du National Coal Board.

Étaient présents à cette session :

Haute Autorité :	MM. BERDING, DELARGE, DRESEN, SCHENSKY, WONNERTH,	Division des Problèmes Industriels. Division des Problèmes Industriels. Division des Problèmes Industriels. Division des Problèmes Industriels. Division des Problèmes Industriels.
Allemagne :	MM. ANDERHEGGEN, ERNST, LANGE,	Steinkohlenbergwerk Friedrich Heinrich A.G., Kamp-Lintfort (Krs. Moers), Niederrhein. Steinkohlenbergbauverein, Essen. Steinkohlenbergwerk Hannover Hannibal, Bochum.
Belgique :	MM. DESSALLES, LEDENT, MEILLEUR, QUIEVY, STASSEN,	Inspection des Charbonnages de la Société Générale. Charbonnage des Quatre-Jean. Charbonnage de Bonne-Espérance, Lambusart. Inspection de la Société Evence Coppée. Institut National de l'Industrie Charbonnière.
France :	MM. BIHL, DUFAY, MARQUIS,	Houillères du Bassin de Lorraine, Merlebach. Houillères du Bassin du Nord et Pas-de-Calais, Douai. Service des Travaux Neufs des Charbonnages de France.
Pays-Bas :	MM. HELLEMANS, RAEDTS,	Staatsmijnen, Heerlen. Oranje-Nassau-Mijnen, Heerlen.
Sarre :	M. MOENCH,	Saarbergwerke, Saarbrücken.
Grande-Bretagne :	MM. KIMMINS, LANSDOWN, TYTE,	National Coal Board, Service Production. National Coal Board. National Coal Board, Mining Research Establishment.

Cette neuvième session était spécialement consacrée à l'abattage et au chargement mécaniques, ainsi qu'à l'étude des soutènements marchants. Le programme très intéressant comportait :

Lundi 3 novembre :

Séance d'ouverture à Hobart House, siège du National Coal Board.

Au cours de cette journée, les exposés suivants ont été entendus :

- Allocation de H.A. LONGDEN, Directeur Général de la Production, N.C.B.
- Récents progrès dans le chargement mécanique en Grande-Bretagne par R.F. LANSDOWN, Ingénieur en Chef du Service de Mécanisation du N.C.B.
- Soutènement moderne mécanisé au front de taille par W.J. ADCOCK, Chef de la Section de Contrôle du Toit au N.C.B.
- Tir de mine avec infusion d'eau pulsée par A.B. WILDGOOSE, Chef de la Section des Explosifs, Département de la Production du N.C.B.

Ces exposés ont été illustrés par de nombreuses projections et par deux films sur le rabot activé Huwood et sur le tir avec infusion d'eau pulsée.

Mardi 4 novembre :

Matin : Visites du fond, en deux groupes, dans la Division Nord-Est (Yorkshire)

- Mine de Cortonwood, veine « Silkstone » :
Chantier équipé d'une haveuse-chargeuse Anderton et de piles hydrauliques marchantes Seaman-Gullick.
Tir avec infusion d'eau dans le massif.
- Mine de New Stubbin, veine « Thorncliffe » :
Chantier équipé d'un Trepanner et d'un soutènement marchant Dowty Roofmaster.

Après-midi : exposés par :

- C. RUDGE, Ingénieur du Service Mécanique, Area n° 3, Division Nord-Est du N.C.B. « Abatteuse-chargeuse Anderton et soutènement marchant Seaman-Gullick dans le 9^e district sud, en couche Silkstone à la mine Cortonwood ».
- E.B. PARK, Ingénieur Divisionnaire au Service Mécanique de la Division Nord-Est du N.C.B. : « Abatage et chargement mécaniques par Trepanner Anderson-Boyes et soutènement Dowty-Roofmaster à avancement automatique ».

Mercredi 5 novembre :

Visites du fond dans la Division Nord-Est (Yorkshire), mais avec inversion des groupes.

Cependant, au lieu de visiter la mine « New Stubbin », le groupe A a visité, à la mine « Kiveton Park », un chantier dans la veine « High Hazel », équipé exactement de la même façon que le chantier en veine « Thorncliffe », avec un Trepanner et un soutènement marchant Dowty.

Jeudi 6 novembre :

Matin : Visites du fond en 4 groupes dans la Division des West-Midlands.

- Mine de Kingsbury : Rabet Huwood.
- Mine de Snibston : Mineur continu Joy et remblayage pneumatique.
- Mine de Moorgreen : Convoyeur à courroie avec traction par câbles.
- Mine de Coppice : Abatage à l'air comprimé (procédé Armstrong).
Haveuse universelle et chargeuse Joy.

Après-midi : Visite des installations de surface de la nouvelle mine « Lea Hall » en construction.

Vendredi 7 novembre :

Matin : Visite du « Central Engineering Establishment », à Bretby.

Après-midi : Retour à Londres et réception par le N.C.B.

Allocution d'ouverture

par H. A. LONGDEN

Directeur Général de la Production au N.C.B.

C'est un grand plaisir pour moi de vous souhaiter à nouveau la bienvenue en Grande-Bretagne et j'espère que le programme qui a été préparé à votre intention vous intéressera.

Depuis votre dernière visite en 1955, la situation de l'industrie charbonnière britannique a radicalement changé sous plusieurs aspects.

La situation en 1955.

En 1955, la demande dépassait encore les possibilités de la production et cette situation existait déjà depuis la nationalisation et en fait depuis les premières années d'après-guerre.

En 1955, la production des mines souterraines était d'environ 210 millions de tonnes et celle des mines à ciel ouvert de 10 millions de tonnes mais, pour couvrir les besoins, il était encore nécessaire d'importer 11 1/2 millions de tonnes d'Amérique

et d'Europe. Le taux d'accroissement de l'expansion industrielle était de 4 % par an et celui de la consommation de combustible de 2 1/2 % par an.

Vu l'impossibilité de suivre ce taux d'expansion, tout au moins jusqu'au moment où le vaste programme de modernisation des mines portera ses fruits, le Gouvernement décida, en 1954, de convertir au pétrole en certain nombre de centrales thermiques équipées au charbon.

La récession actuelle.

En 1957, la situation se modifie complètement. La demande de charbon est inférieure de 5 millions de tonnes à celle des années précédentes et diminue encore plus rapidement en 1958. On s'attend à ce qu'elle soit cette année inférieure de 13 millions au niveau de 1956.

En conséquence, le National Coal Board a été obligé :

d'interrompre les importations,
de fermer les mines les moins rentables,
de réduire le recrutement,
de supprimer le travail du samedi et de revenir
à la semaine de 5 jours,
et de stocker le charbon sur une très grande
échelle jamais atteinte auparavant.

Si nous essayons de découvrir les raisons de ce
changement radical, nous trouvons :

- 1) la température moyenne plus clémente de ces
hivers ;
- 2) la récession dans l'industrie, qui n'est peut-
être pas profonde mais générale ;
- 3) le pétrole entre sérieusement en compétition
avec le charbon peut-être pour la première
fois dans cette région.

Le fuel remplace le charbon sur le marché
domestique et dans l'industrie mécanique.

Au début de 1958, il fut admis que la production
à tout prix appartenait au passé et qu'il fallait abso-
lument envisager la production la plus économique
possible.

Développement du chargement mécanique.

Le deuxième point qui a fortement changé depuis
1955 concerne le chargement mécanique. Lors de la
visite précédente de la Commission en 1955, le
National Coal Board venait de démarrer sa vaste
campagne de mécanisation en tailles pour assurer
la production supplémentaire avec le même person-
nel.

Le succès de cette campagne fut remarquable car
la production chargée mécaniquement passa de
10 % pendant l'été de 1955 à 23 % en 1957 et à
28 % en 1958. Cette mécanisation a fortement aug-
menté la productivité, car le rendement des tailles
exploitées par les méthodes conventionnelles, qui
était de 3,74 tonnes, est passé à 6,09 tonnes dans
les tailles mécanisées. Pour exploiter plus économi-
quement, il faut donc poursuivre la mécanisation
car celle-ci offre de belles perspectives d'avenir.

Problème des charbons de gros calibre.

Vous aurez remarqué que l'expansion du charge-
ment mécanique a été ralentie en 1958 (23 % en
1957 et 28 % en 1958) et a à peine augmenté au
cours des derniers mois.

Ceci est dû au problème des charbons de gros
calibre. Traditionnellement et pour des raisons cli-
matiques, la Grande-Bretagne a toujours eu un plus
grand besoin en charbon de gros calibre que le
Continent pour satisfaire la demande des marchés
domestiques et des chemins de fer. Ce pourcentage
a déjà diminué depuis plusieurs années, mais il n'y
a pas de doute que la mécanisation de l'abatage
et du chargement a accéléré cette régression. En
1957, la production de charbons de gros calibre

était nettement inférieure à la demande, alors que
des stocks de fines s'accumulaient sur le carreau des
mines.

L'introduction de la semaine de 5 jours diminue
encore la quantité de gros disponible. Il était donc
indispensable de transformer les machines d'abatage
mécanique utilisées dans les veines alimentant le
marché en gros.

Les mesures adoptées ont été très efficaces, elles
ont non seulement arrêté la diminution du pourcen-
tage en gros, mais inversé la tendance. Ces mesures
ont eu pour effet d'arrêter un moment le développe-
ment de la mécanisation, mais de nouvelles machi-
nes bien adaptées à cet objectif seront bientôt dispo-
nibles.

Organisation du travail.

Le temps perdu pour une machine d'abatage ne
peut jamais être rattrapé comme c'est le cas pour le
chargement manuel. Pour obtenir l'efficacité opti-
mum d'un engin d'abatage, il faut absolument ar-
river à l'utiliser d'une façon permanente. Il ne peut
y avoir aucun arrêt dans le transport, aucun goulot
d'étranglement entre la taille et la surface.

Ces dernières années, on a particulièrement ana-
lysé les problèmes de transport du charbon, du per-
sonnel et du matériel. Des résultats substantiels ont
été obtenus dans ces domaines.

La conduite du personnel et l'organisation du
chargement mécanique constituent également un
vaste champ d'application pour les méthodes d'ana-
lyse du travail. En particulier, ces méthodes doivent
permettre de déterminer avec justice une tâche rai-
sonnable pour un salaire raisonnable. L'objectivité
de ces méthodes doit pouvoir offrir à l'employeur
et au travailleur une base juste d'appréciation et
conduire à une meilleure utilisation des machines.

De grands progrès ont été atteints dans ce do-
maine et, dans plusieurs areas, les marchés conclus
avec les équipes qui travaillent avec des engins mé-
caniques sont basés sur les études et analyses du
travail. Ultérieurement, nous espérons établir des
bases nationales avec les syndicats.

Étançons hydrauliques extensibles et soutène- ment marchant.

La grande vitesse d'avancement des fronts de
taille équipés d'engins d'abatage et de chargement
mécaniques a rendu nécessaire l'emploi d'étançons
à pose et dépose rapides.

La Grande-Bretagne a largement contribué dans
ce domaine à la mise au point d'étançons hydrau-
liques coulissants et de soutènements marchants.
Dans les tailles, ainsi équipées, le soutènement et
le convoyeur blindé forment un tout qui est avancé
hydrauliquement.

Septante pour cent des 900 tailles mécanisées de Grande-Bretagne utilisent des étau hydrauliques et 23 tailles sont équipées de soutènements marchants. Je suis persuadé que l'avenir du chargement mécanique est indubitablement lié au développement de ces procédés de contrôle du toit.

Tir avec infusion d'eau pulsée.

La dernière nouvelle technique dont je désire faire mention dans cet exposé est le tir avec infusion d'eau pulsée. Dans cette technique, le trou de mine et toutes les fentes ou fissures du charbon avoisinant sont remplis d'eau sous pression au moment du tir. Le tir peut être pratiqué dans du charbon massif sans havage préalable ; on obtient un dégagement de poussières moindre, une sécurité plus grande contre le danger d'explosion et un pourcentage en charbon de gros calibre plus élevé qu'avec les procédés conventionnels de tir.

Le procédé est surtout intéressant pour le creusement des niches, car il permettra de supprimer l'emploi des baveuses qui ne sont pas rentables dans ces travaux.

Conclusions.

Au cours de cette journée, vous entendrez trois exposés qui se rapportent à trois sujets mentionnés et qui s'intitulent respectivement :

Le chargement mécanique
Le tir avec infusion pulsée
Les soutènements marchants.

J'espère, Messieurs, que cette brève allocution constituera pour vous une introduction utile à ces conférences et aux visites que vous ferez dans les bassins.

Récents progrès dans le chargement mécanique en Grande-Bretagne

par R. F. LANSDOWN

Ingénieur en Chef du Service de Mécanisation du N.C.B.

Introduction.

Cette note donne un aperçu des résultats obtenus par la mécanisation en taille au cours de ces dernières années, des problèmes qui se sont posés durant une période où la mécanisation a progressé rapidement et de l'adaptation du matériel aux con-

ditions de gisement. Elle indique également les tendances de l'évolution à brève et à longue échéance.

Progrès dans le chargement mécanique.

Le tableau I donne l'évolution de la production et de la productivité pendant les années 1947 à 1957.

TABLEAU I.

Décomposition de la production totale suivant la méthode d'exploitation (Période 1947 à 1957)

Année	Production totale provenant des exploitations souterraines (brute en millions de t)	Pourcentage de la production totale par	
		Méthode des longues tailles	Méthode des chambres et piliers et autres méthodes
1947	202,86	—	—
1948	215,05	85,5	14,5
1949	222,37	86,5	13,5
1950	224,84	87,2	12,8
1951	233,11	88,4	11,6
1952	237,50	89,2	10,8
1953	236,57	89,9	10,1
1954	239,49	90,4	9,6
1955	236,72	91,2	8,8
1956	238,71	91,9	8,1
1957	240,97	92,5	7,5

Année	Production mécanisée (millions de t)	Production mécanisée en % de la production totale	Rendement par poste d'ouvrier en taille (*)		
			Tailles mécanisées tonnes	Tailles classiques tonnes (**)	Ensemble des tailles
1947	5,4	2,5	—	—	2,90
1948	5,4	2,5	5,74	2,93	2,97
1949	7,1	3,2	5,69	3,02	3,07
1950	8,4	3,8	5,65	3,11	3,16
1951	9,8	4,2	5,70	3,17	3,22
1952	11,7	4,9	5,58	3,13	3,20
1953	15,0	6,4	6,04	3,43	3,53
1954	19,9	8,3	6,03	3,57	3,70
1955	26,2	11,1	5,88	3,58	3,74
1956	37,0	15,5	5,78	3,63	3,85
1957	55,8	23,1	5,90	3,57	3,92
1958		28,0	6,—		

(*) La main-d'œuvre intervenant dans le rendement par poste d'ouvrier en taille comprend tous les ouvriers occupés dans la taille, ainsi que ceux occupés au creusement des voies (jusqu'à 9 m en arrière du front de taille).

(**) On considère comme tailles classiques celles dans lesquelles le charbon est chargé à la main sur le transporteur de taille.

Le taux d'accroissement de la mécanisation en taille a été relativement faible entre les années 1947 et 1955.

En 1955, la mise au point de nouveaux engins d'abatage et de chargement mécaniques était suffisamment avancée pour permettre au National Coal Board de lancer une vaste campagne de mécanisation.

En 1957, l'élan était donné et 56 millions de tonnes brutes, soit plus de 23 % de la production, étaient obtenus par des procédés mécaniques.

Au cours des six premiers mois de l'année 1958, la production abattue et chargée mécaniquement s'est élevée à 27,6 %.

La production obtenue par la méthode des chambres et piliers est en régression depuis 1947, ceci est dû aux difficultés croissantes liées à cette méthode par suite de l'approfondissement des chantiers.

Le rendement des tailles mécanisées diminue légèrement en 1956. Cette diminution est attribuable à l'accroissement rapide du nombre d'engins en service ; cependant, dès 1957, la situation antérieure est rétablie. Le rendement dans les tailles classiques est resté à peu près constant depuis 1954, ce qui prouve que l'on n'a pas toujours placé les engins mécaniques dans les conditions les meilleures. Le rendement de l'ensemble des chantiers accuse un progrès sensible.

La figure 1 montre l'évolution du tonnage chargé par chacun des principaux types de machines entre 1954 et 1957. Le tonnage total chargé mécaniquement a presque triplé au cours de cette période. L'accroissement sera moindre en 1958 par suite du souci d'améliorer la production de gros. Ce point sera traité plus en détail dans la suite de cette note.

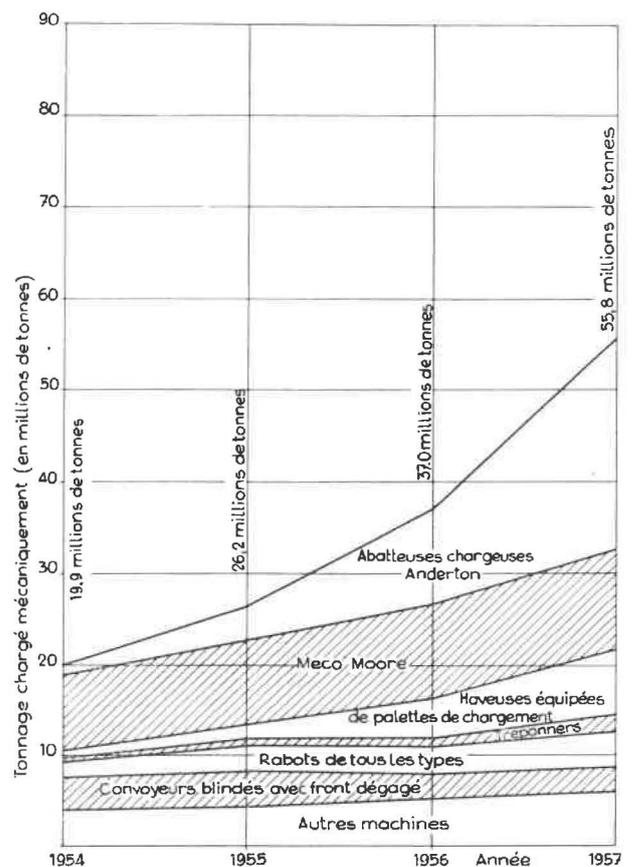


Fig. 1. — Graphique montrant l'évolution du tonnage chargé par chacun des principaux types de machines entre 1954 et 1957.

L'examen du graphique indique un développement très rapide de la machine à tambour d'arrachage Anderton, qui paraît être l'engin le plus

souple et le mieux adapté aux conditions des mines britanniques (fig. 2). Malheureusement, c'est elle

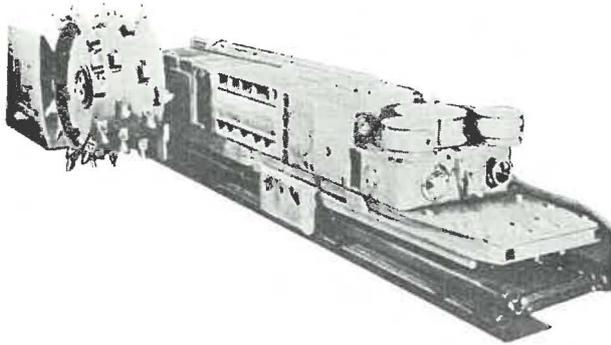


Fig. 2. — Abatteuse chargeuse Anderton à tambour d'arrachage.

portion de fines en raison du degré de fragmentation des charbons qu'elles exigent (fig. 4). Elles sont très intéressantes dans les veines trop minces pour l'emploi de machines plus encombrantes. La production obtenue par ce procédé a aussi fortement augmenté jusqu'en 1957, mais il y aura probablement un recul en 1958 pour la même raison que l'Anderton.

Le Trepanner est une bonne machine capable de fournir de fortes productions avec une productivité élevée (fig. 5). Le nombre des machines en service augmente rapidement et l'on pense que, vers la fin de 1958, la production totale abattue à l'aide de ces machines ne sera dépassée que par les Anderton et les Meco-Moore. Les renseignements indiquent que le Trepanner donne plutôt moins de gros char-

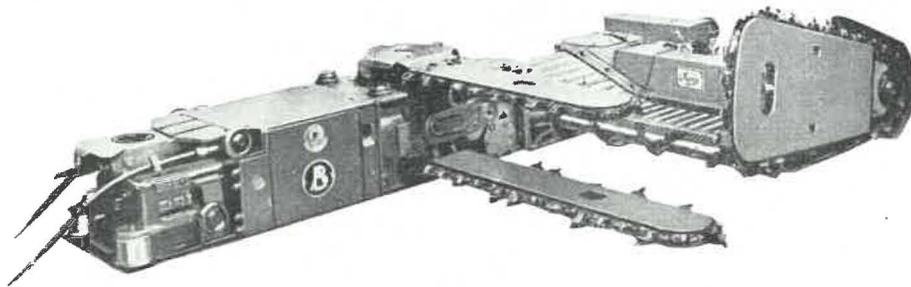


Fig. 3. — Meco Moore.

qui donne la proportion la plus élevée de fines et, de ce fait, l'extension du procédé est momentanément interrompue.

La Meco-Moore a été l'une des premières chargeuses britanniques mises au point (fig. 3). Elle est toujours l'une des plus satisfaisantes en ce qui concerne le tonnage produit et la productivité. Elle donne également une bonne production de gros. Le nombre de ces machines en service et la production obtenue sont demeurés à peu près constants pendant plusieurs années, mais on observe une tendance à remplacer quelques-unes de ces machines par des Anderton ou des Trepanner dont la productivité est plus grande.

Les haveuses à palettes de chargement sont des machines simples, mais elles donnent une forte pro-

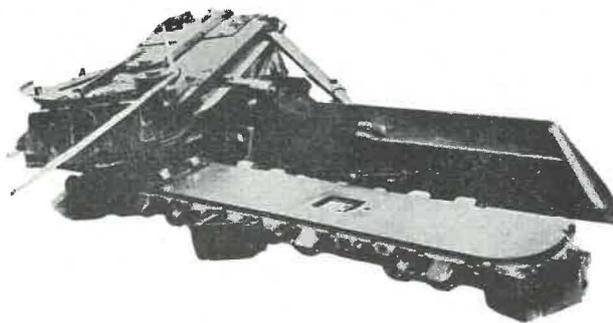


Fig. 4. — Haveuse équipée de palettes de chargement.

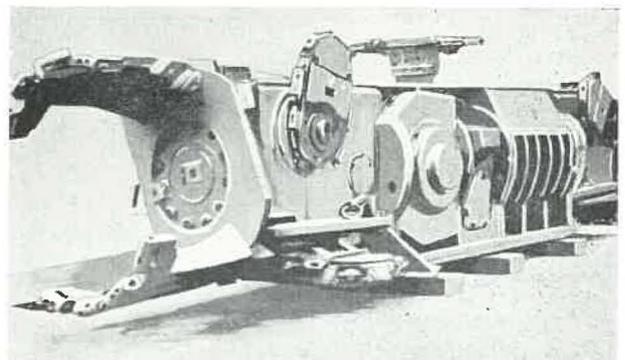


Fig. 5. — Trepanner.

bon que la Meco-Moore, mais beaucoup plus que l'abatteuse Anderton.

Les rabots de tous types n'ont, jusqu'à présent, pas eu beaucoup de succès en Grande-Bretagne, du fait que les charbons anglais sont généralement durs. Toutefois, il y a eu récemment un regain d'in-



Fig. 6. — Rabot rapide pour charbon dur.

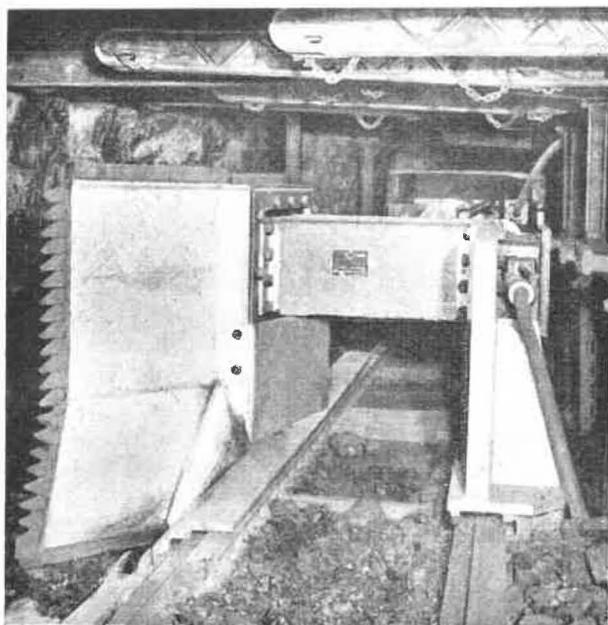


Fig. 7. — Rabot activé Huwood.

térêt, dû au fait que les rabots sont maintenant mieux adaptés aux veines plus dures (fig. 6 et 7).

La proportion de gros charbon obtenu est, en général, plus élevée qu'avec n'importe quel autre genre de chargeuse mécanique.

Le chargement à la main sur convoyeurs blindés dans des tailles à front dégagé a cédé progressivement la place à des formes de mécanisation plus positives jusqu'en 1957; cependant, on constate un nouvel accroissement de ce procédé du fait qu'il donne une meilleure production de gros charbon.

La production totale obtenue au moyen de machines de types divers, y compris le matériel pour chambres et piliers, a augmenté légèrement. On estime que les machines de divers types n'interviendront que pour 10 % environ dans la production mécanisée totale en 1958.

Le tableau II donne quelques renseignements sur les performances des machines au cours du premier semestre de 1958.

TABLEAU II.
Décomposition de la production chargée mécaniquement et du rendement
Premier semestre 1958.

Type de machine	Nombre en service à la fin de la période	Production brute (t)	Journées d'ouvrier en taille pour 1.000 t brutes	Production brute par journée d'ouvrier en taille (t)
<i>Méthodes de longues tailles</i>				
1 Abatteuse chargeuse Anderton	320	15.015.545	151	6,64
2 Meco-Moore	124	5.501.623	158	6,31
3 Chargement par palettage	165	3.449.775	214	4,68
4 Types de rabots :				
a) Rabot rapide	38	1.272.305	183	5,47
b) Rabot activé Huwood	21	884.404	191	5,23
c) Divers, y compris benne de raclage	35	910.979	198	5,06
5 Trepanner	45	1.998.051	142	7,05
6 Convoyeur blindé souple avec front dégagé	46	1.624.270	217	4,61
7 Abatteuse Dosco	9	624.139	106	9,41
8 Gloster Getter	18	572.919	166	6,01
9 Haveuse chargeuse à bras multiples	38	389.349	285	3,53
10 Chargeuse Huwood	28	366.382	200	5,01
11 Divers	13	353.815	200	5,01
Ensemble : longues tailles	900	32.963.556	168	5,97
<i>Autres méthodes (comprenant chambres et piliers)</i>				
12 Types de chargeuses à pinces de homard	62	830.703	102	9,77
13 Joy Continuous Miner	19	394.895	60	16,65
14 Divers	29	321.134	134	7,47
Ensemble : autres méthodes	110	1.546.732	98	10,16
Total : toutes méthodes	1.010	34.510.288	164	6,09

Problèmes inhérents à la mécanisation en taille.

1. Conditions géologiques.

Les conditions géologiques dans les houillères britanniques sont très variées. En général, les couches sont moins inclinées que dans les autres pays d'Europe, mais le charbon est plus dur et cette dureté peut rendre la mécanisation de l'abatage très difficile.

La présence des failles entrave la mécanisation, car il y a peu de machines assez puissantes pour entailler les roches du toit et du mur, surtout quand elles sont dures. Il faut alors, soit préparer en avant le passage dans le dérangement, soit raccourcir la taille, soit enlever l'engin mécanique et revenir temporairement au chargement manuel.

Les machines qui se prêtent le plus facilement au passage des dérangements sont les Anderton et les haveuses avec palettes de chargement. Les variations d'ouverture donnent également lieu à des difficultés car, étant donné la dureté des charbons, la hauteur des machines est généralement ajustée à l'ouverture de la veine. Le charbon colle fréquemment au toit et on obtient rarement la chute libre d'un sillon de charbon qui n'aurait pas été attaqué.

L'orientation de la taille par rapport aux clivages est importante. Les rabots demandent généralement des fronts parallèles aux clivages, en raison de leur effet de coin ; cependant, la plupart des abatteuses-chargeuses travaillent avec plus d'efficacité dans les tailles à front perpendiculaire aux clivages (particulièrement les machines qui sont utilisées conjointement avec un convoyeur blindé) afin d'éviter que de gros blocs de charbon ne se détachent du front et ne bloquent le convoyeur. Toutefois, il n'est pas toujours possible de disposer le front de taille de la façon la plus adéquate pour la machine employée.

La qualité des épontes joue aussi un rôle important dans la mécanisation. Cependant, l'emploi du convoyeur blindé a permis de mécaniser de nombreuses couches à mur tendre du fait que le convoyeur est utilisé comme chemin de glissement pour beaucoup de ces machines.

2. Enregistrement automatique du fonctionnement des machines.

Depuis 1947, le National Coal Board s'est efforcé d'améliorer les transports généraux pour assurer un déblocage régulier et continu des chantiers. En effet, dans une taille mécanisée, un arrêt, même de courte durée, donne lieu à une perte de production. On s'efforce actuellement de mettre au point des dispositifs d'enregistrement du temps de fonctionnement réel de chacun des éléments d'une taille mécanisée (convoyeur, machines d'abatage, chargeuses, etc.).

Ces appareils pourront être placés, soit à l'accrochage, soit en surface. Les capitaux investis dans une taille mécanisée sont de l'ordre de 60.000 livres et il importe donc d'analyser en détail le coefficient d'utilisation de cet équipement coûteux. Il serait souhaitable que ce coefficient puisse atteindre 75 %, mais en pratique 60 % est déjà considéré comme favorable. Cependant, quand on parle actuellement de 60 %, on veut dire que la machine est installée dans un chantier pendant 60 % de son temps de vie. Les 40 % restants comprennent les temps de révision, de séjour en magasin, de transport au fond, de montage et de démontage.

Quand on envisage uniquement les minutes de fonctionnement, on constate que le coefficient d'utilisation dépasse rarement 10 %.

Il est, par conséquent, indispensable de maintenir la machine en marche pendant tout le poste et de travailler à deux postes par jour partout où les conditions le permettent. D'autre part, la construction des machines doit être étudiée de façon à rendre les révisions importantes aussi rares que possible.

3. Entretien et réparation du matériel.

L'accroissement de la mécanisation a nécessité la formation d'ajusteurs et d'électriciens qualifiés et il faut sans cesse accroître leurs effectifs pour répondre aux besoins croissants.

De nouveaux problèmes se sont posés par suite de l'utilisation plus grande de systèmes hydrauliques pour le halage des engins mécaniques, principalement dans les Anderton et les Trepanner. Or, la révision de ces accessoires doit être faite par des spécialistes car les avaries les plus fréquentes sont causées par la présence d'impuretés dans l'huile.

Pour éviter d'introduire des saletés dans l'huile lors des vidanges au fond, plusieurs constructeurs mettent au point des réservoirs scellés. Dans certains cas, on étudie également l'emploi du bisulfure de molybdène comme additif dans l'huile.

4. Creusement des galeries et des niches de départ des machines.

Les voies de chantier sont généralement creusées en arrière des fronts. Mais par suite des prescriptions de l'urbanisme qui limitent l'extension des terrils, il faut autant que possible mettre les pierres en taille. En couches minces, le remblayage par scrapes-pelles est largement répandu.

Des progrès sont également réalisés par la remblayeuse concasseur Markham qui traite facilement les roches tendres et moyennement dures. On étudie son adaptation aux roches dures.

Les niches sont généralement creusées manuellement ou par havage et tir normal, mais elles suivent difficilement la progression des engins méca-

niques. Il serait souhaitable que la machine puisse également creuser sa niche ; cet objectif n'étant pas encore atteint, le National Coal Board étudie les deux procédés suivants :

- a) mise au point d'une machine spéciale pour le creusement des niches ;
- b) utilisation du tir avec infusion d'eau pulsée. Ce procédé supprimerait l'emploi des haveuses pour ce travail.

Etude de la dégradation des charbons extraits et des procédés à mettre en œuvre pour améliorer leur granulométrie.

Le développement de la mécanisation a entraîné une dégradation importante de la granulométrie des produits extraits, principalement à cause du grand nombre d'abatteuses chargeuses Anderton mises en service.

En 1957, le taux de baisse de production de gros charbon avait atteint des proportions inquiétantes et c'est, actuellement, l'un des problèmes les plus urgents auxquels le National Coal Board a à faire face. Le tableau III montre que la chute du pourcentage de gros charbon (+ 50 mm) a coïncidé avec le taux rapide d'accroissement de la mécanisation en taille depuis 1955.

sures immédiates pour remédier à cette situation et, en ce qui concerne le chargement mécanique, les trois directives suivantes ont été données :

- a) examen attentif des installations existantes et projetées en vue d'évaluer l'incidence relative de la production brute, de la productivité et des recettes dues à la vente ; là où c'est nécessaire, les chargeuses mécaniques sont soumises à une nouvelle répartition ;
- b) mise au point des machines existantes pour réduire la dégradation ;
- c) conception de nouvelles machines pour améliorer la production de gros.

La première de ces directives est examinée ci-dessous, mais les deux autres sont discutées plus loin, dans la partie qui traite du perfectionnement des machines.

Il est évidemment indispensable d'avoir des renseignements dignes de foi au sujet de l'importance de la dégradation produite par chaque type de chargeuse mécanique, et un vaste programme d'essais granulométriques contrôlés scientifiquement et tous effectués suivant la même méthode normalisée, est mis à exécution dans toutes les divisions. Il

TABLEAU III.

*Evolution de la production de gros en fonction de l'accroissement de la mécanisation.
(1950 à 1957).*

Année	Tonnages de gros charbon disponible pour la vente (millions de t)	Pourcentage de gros charbon dans la production nette totale	Baisse annuelle du pourcentage	Pourcentage de production obtenu par des moyens mécaniques dans la production brute totale	Augmentation annuelle du pourcentage obtenu par des moyens mécaniques
1950	62,5	52,7	—	5,8	—
1951	62,9	51,6	1,1	4,2	0,4
1952	61,5	50,8	0,8	4,9	0,7
1953	59,5	29,8	1,0	6,4	1,5
1954	58,5	29,0	0,8	8,3	1,9
1955	54,9	27,5	1,5	11,1	2,8
1956	51,5	25,8	1,7	15,5	4,4
1957	47,5	24,0	1,8	23,1	7,6

Des études ont été faites sur les raisons de cette chute et toutes ont abouti à la conclusion que, pendant la période de 1954 à 1957, le chargement mécanique était responsable pour les deux-tiers de la baisse moyenne annuelle de 1,5 % du tonnage de gros charbons, tandis que diverses causes entraînaient en ligne de compte pour un tiers. Il était évident que le National Coal Board devait prendre des me-

s'agit là d'une tâche importante qui ne sera pas achevée avant la fin de l'année 1958 ; cependant, il apparaît que les chargeuses mécaniques peuvent être divisées en 5 grands groupes suivant le taux de dégradation (le premier donne le taux le plus faible et le dernier le plus fort). Le chargement manuel habituel est classé dans le groupe 2. Toutes les machines principales sont reprises au tableau IV.

TABLEAU IV.
Table de dégradation.

1	{	Rabot lent Rabot rapide Rabot Samson
2	{	Rabotage de charbon préparé Chargement à la main sur convoyeur blindé souple Meco-Moore
3	{	Huwood Slicer (rabot activé Huwood) Chargement par palettage (avec convoyeur blindé souple) Trepanner Chargeuse à pinces de homard
4	{	Chargement par palettage (avec convoyeur classique) Gloster Getter Abatteuse-chargeuse Anderton (avec havage préalable)
5	{	Benne racleuse (charbon massif) Abatteuse-chargeuse Anderton (déhouillement complet) Dosco Miner Joy Continuous Miner Haveuse-chargeuse à bras multiples

Les conditions locales ont évidemment une influence sur le classement d'une installation particulière dans ce tableau ; il ne faut donc pas le prendre trop à la lettre.

Les derniers chiffres connus sont encourageants, car le pourcentage total de gros charbon produit est demeuré plus ou moins constant depuis octobre 1957 malgré un progrès dans la mécanisation.

Perfectionnement du matériel de chargement mécanique.

La majeure partie des perfectionnements des machines existantes et des machines nouvelles a surtout pour but d'augmenter la production totale de gros charbon. D'autres perfectionnements sont également examinés.

1. Abatteuse-chargeuse Anderton.

Cette machine est la plus utilisée malgré son effet dégradant, mais elle constitue la clef de voûte de la campagne de mécanisation du National Coal Board. Pour améliorer le pourcentage en gros, on agit actuellement sur les facteurs suivants :

a) *Vitesse de halage.* En augmentant cette vitesse, on obtient une pénétration plus profonde des pics et, par suite, des havrits plus gros. Ceci est réalisé par la mise au point d'appareils hydrauliques de halage et par l'emploi d'engins plus puissants.

Avec ces appareils de halage, la vitesse est contrôlée par la charge sur le moteur et le réglage est tel que la pleine puissance est toujours utilisée. La machine circule donc toujours à la plus grande vitesse admissible. Ceci permet aussi d'augmenter la longueur havée par poste. Les nouvelles machines construites en Grande-Bretagne ont des moteurs de 80 à 90 ch en marche continue, tandis que les premières machines avaient une puissance uni-horaire de 50 à 60 ch. Le National Coal Board met au point actuellement une machine de 100 ch en marche continue et 4 prototypes sont en cours de construction.

b) *Forme du tambour d'arrachage.* La granulométrie est également influencée par la disposition des pics, leur vitesse et l'évacuation du charbon havé. Dans le passé, il était d'usage de munir les tambours d'arrachage d'un pic par pouce (25 mm) environ de diamètre extérieur, soit 40 pics pour un tambour de 1 m. Les essais effectués avec un plus petit nombre de pics ont fait apparaître des améliorations substantielles de la granulométrie et on tend actuellement à s'orienter dans cette voie.

La relation entre la granulométrie et la vitesse périphérique des pics n'est pas bien établie, mais on pense que des vitesses de rotation plus faibles (en conservant la même vitesse de havage) donnent des taux de pénétration plus élevés et une dégradation moindre. Le recyclage des havrits autour du tambour est une source abondante de dégradation et, pour y remédier, on a pourvu les tambours de palettes déflexrices ou de poches.

Il semble que la granulométrie soit améliorée avec une charge plus faible sur la machine.

D'autres perfectionnements récents dans la tête d'abatage sont le « Lump Shearer » et le *tambour à roues étoilées*. Le « Lump Shearer » (sectionneur de bloc), mis au point dans la Division des East Midlands, a un manchon muni de pics de havage autour de l'arbre du tambour, à la place du tambour classique, et un plateau vertical de 15 cm de largeur à l'extrémité de l'arbre. Un préhavage est fait dans la couche au niveau du mur et on espère une chute spontanée du sillon de charbon du toit. Les essais granulométriques indiquent une forte proportion de produits supérieurs à 50 mm. Le *tambour à roues étoilées*, construit par le Central Engineering Establishment, se compose d'une série de roues étoilées montées sur des supports tout autour de l'enveloppe du tambour. Le but de cette machine est de creuser de profondes rainures dans le charbon avec les roues et de faire sauter le charbon entre les rainures au moyen des supports agissant comme des coins. Les résultats des essais effectués en surface ont été encourageants.

c) *Préhavage au moyen d'une haveuse indépendante.* Ce procédé donne une amélioration substan-

tielle du calibre des produits, un accroissement de la vitesse de halage, une amélioration des performances de la machine et généralement une augmentation de la production et de la productivité. La position de la saignée de préhavage a de l'importance ; la position la plus efficace semble être au sommet du tambour ou légèrement au-dessus, pour permettre la sortie aisée des havrits. La profondeur de préhavage varie entre 1 et 3 enlevures. Lorsqu'on fait le préhavage pour une seule enlevure, la haveuse et l'abatteuse fonctionnent au même poste et chaque machine dispose d'un câble de halage distinct ou elles se halent sur le même câble. Lorsqu'on fait du préhavage pour plusieurs enlevures, ce préhavage a lieu pendant les postes de production ou entre les postes.

En général, la vitesse de l'Anderton est augmentée d'au moins 50 % quand on fait un préhavage ; cependant la marche de l'abatteuse est limitée par celle de la haveuse lorsqu'on fait le préhavage pour une seule enlevure. Lorsqu'on fait un préhavage pour plusieurs enlevures, la performance de l'installation est limitée par la profondeur du préhavage. Dans le but d'éliminer ces inconvénients, le Central Engineering Establishment met au point une *barre de préhavage* adaptée à l'arbre du tambour de la machine d'arrachage. La barre tournera à grande vitesse et sera actionnée, grâce à l'arbre du tambour, par la boîte d'engrenages de l'abatteuse chargeuse.

d) *Emploi de tambours de petit diamètre.* Dans les couches plus épaisses, il est possible de faire usage de tambours de petit diamètre si le charbon se détache facilement du toit ou peut être abattu économiquement par un autre moyen. Ce procédé se répand car le sillon du toit donne alors une proportion élevée de gros charbon.

e) *Emploi de machines composées.* Ce terme s'applique à des machines qui utilisent plus d'un organe d'abatage ; il comprend les machines à bras orientable, les machines « pick a back », les machines à double tambour et les machines à deux directions.

Les machines à bras orientable comportent un bras de havage qui est réglable hydrauliquement et qui fonctionne au-dessus du tambour d'arrachage. Elles sont utiles lorsque le charbon du sillon du toit ne tombe pas assez facilement pour permettre l'emploi d'un tambour de petit diamètre. Elles peuvent fonctionner de façon tout à fait satisfaisante dans des charbons tendres ou moyennement durs ; mais, pour le moment, elles ne sont pas assez puissantes pour du charbon réellement dur. Les machines « pick a back » ont été élaborées pour des conditions analogues et elles offrent l'avantage de puissances plus élevées, étant donné qu'elles se composent de deux groupes de havage montés l'un au-dessus de l'autre, avec un moteur chacun, le plus bas étant muni d'un organe de halage. Toutefois,

elles ne peuvent pas être utilisées dans des couches ayant moins de 1,37 m d'épaisseur.

La machine à *double tambour* se compose d'une abatteuse normale munie d'un deuxième tambour à l'extrémité d'un bras orientable actionné par la boîte d'engrenages de l'abatteuse. Le tambour inférieur prend une enlevure normale, tandis que le tambour supérieur abat le charbon du toit dans l'espace libre laissé par le passage du tambour inférieur. Le premier prototype a fonctionné avec succès et six autres sont attendus pour être installés cette année.

Le National Coal Board a établi une taille expérimentale dans une houillère de la Division des East Midlands, sous la direction des Services centraux, dans le but essentiel d'étudier la relation entre la granulométrie et la vitesse de halage, la vitesse de rotation des pics, l'agencement des pics, la profondeur de l'enlevure, l'angle de décalage, le sens de rotation du tambour, le préhavage, les variations en profondeur du préhavage et les divers types de tambours porte-pics et de socs. L'équipement nécessaire est maintenant installé et l'on compte que les premiers essais débiteront en septembre. On espère qu'après achèvement des essais avec l'abatteuse Anderton, la taille sera disponible pour des essais avec d'autres machines et d'autres matériels.

f) *Autres perfectionnements.* D'autres perfectionnements récents ont été apportés à l'abatteuse Anderton, mais ils n'ont pas de rapport direct avec l'amélioration de la granulométrie. Ces améliorations portent sur l'emploi de *commandes latérales* et d'*interrupteurs d'arrêt d'urgence* qui permettent de mettre la machine en marche ou de l'arrêter de l'allée voisine du convoyeur.

Les pics à pointe en carbure fondu sont meilleurs que ceux au carbure fritté.

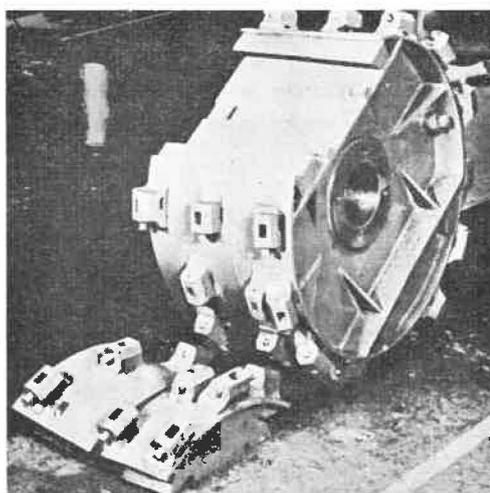


Fig. 8. — Tambour segmenté pour abatteuse chargeuse Anderton.

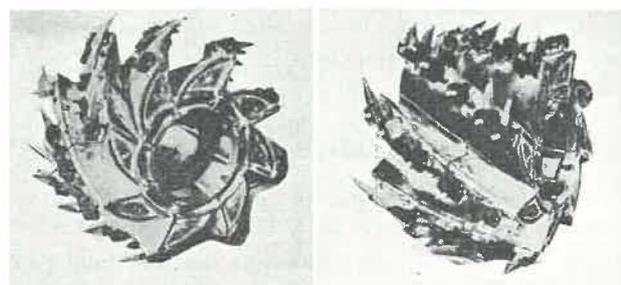
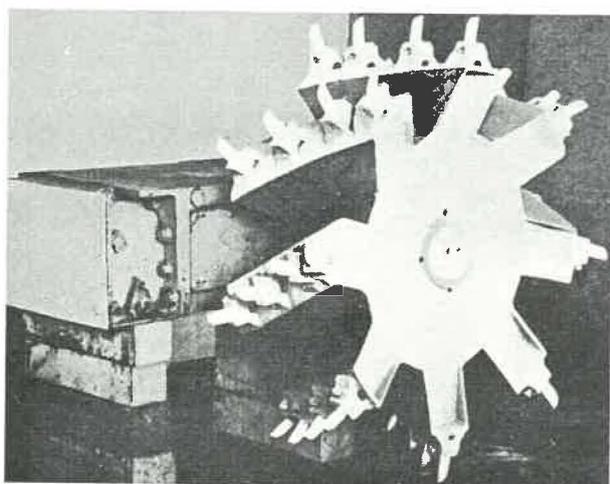
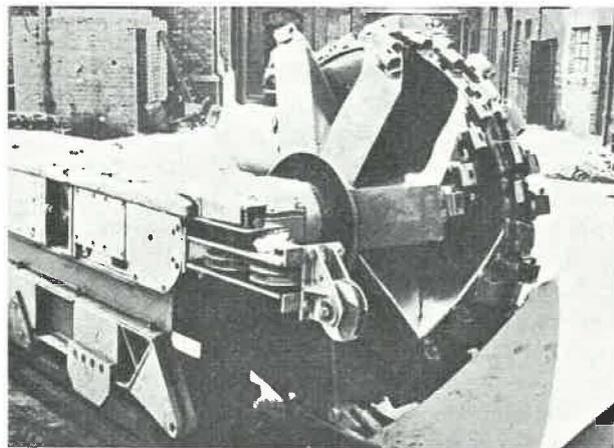


Fig. 8 bis. — Différentes formes de tambours d'arrachage pour améliorer la granulométrie.

Les tambours segmentés de divers types permettent le remplacement des segments endommagés sans qu'il soit nécessaire de remplacer tout le tambour. Il est également possible de démonter 1 ou 2 segments pour faciliter la course de retour dans les veines dont l'ouverture est tangente au diamètre du tambour. Il est aussi possible de placer les rallonges immédiatement derrière la machine sans attendre la course de retour (fig. 8).

2. Le Trepanner.

Cette machine est relativement récente et peu de perfectionnements importants ont été effectués depuis sa mise en service, en dehors de la suppression des points faibles qui se sont manifestés en marche.

Un « Programme de recherches des défauts de fonctionnement » a été mis en application en 1957, dans le but de découvrir les défauts et d'y remédier le plus tôt possible afin d'éviter les modifications à un grand nombre de machines. Des défauts ont été constatés aux paliers, aux dimensions de l'arbre et au réseau hydraulique. La plupart de ceux-ci ont été corrigés (fig. 8 bis).

3. La Meco-Moore.

Le seul perfectionnement récent à signaler pour cette machine est le tambour à pics qui a permis l'abatage du charbon collant au toit ou encore qui a rendu possible la fragmentation des gros blocs par des moyens mécaniques. Cette machine semble avoir atteint la limite de son développement, car elle entre en concurrence directe avec l'abatteuse-chargeuse Anderton et le trepanner dans toute la gamme de veines où elle peut opérer.

4. Les rabots.

L'abatage du charbon par rabot se répand et son champ d'activité s'étend grâce à l'expérience acquise. Les principaux perfectionnements qui ont été introduits concernent les *cylindres pousseurs*. Les essais effectués au cours de 1957 avec des pousseurs hydrauliques ont indiqué que l'effet amortisseur des pousseurs à air comprimé n'était pas nécessaire, aussi l'emploi des pousseurs hydrauliques va probablement s'étendre. Dans un cas, on a constaté qu'un charbon très dur peut être exploité par rabot à condition que le toit écrase suffisamment le charbon et que le mur soit dur, étant donné que la veine n'a besoin que d'être « entaillée » par le rabot pour permettre à la charge du toit de détacher le reste du charbon en le faisant éclater.

Le rabot pour charbon dur Westfalia subit actuellement les premiers essais et on se propose de faire des expériences avec le « Reissshakenhobel ». Cependant, le rabot ne peut attaquer que les sillons inférieurs d'une veine et, si celle-ci présente des sillons de charbon dur collant au toit, il faut alors pratiquer le havage au sommet de la couche.

Une machine Gloster Getter est en cours de mise au point dans la Division des East Midlands pour en faire un ensemble haveuse-rabot qui chargera le charbon en une seule passe et le préparera en même temps pour la passe suivante.

Le procédé d'enlèvement par rabot d'un charbon préparé se développe progressivement. A l'origine, les murs tendres étaient considérés comme un obstacle à l'emploi du rabot, mais des techniques ont

été maintenant mises au point qui permettent d'espérer vaincre cette difficulté.

5. Le robot activé Huwood.

Le nombre de ces machines en service augmente parce qu'elles fournissent des tonnages importants de gros charbon. Le constructeur met au point une machine qui permettra d'exploiter des veines n'ayant que 1,14 m d'ouverture, ce qui étendra encore le domaine d'emploi de cet engin.

6. Le robot Samson.

Il n'y a pas eu de perfectionnements notables au cours de ces dernières années, mais le nombre des installations en service a augmenté légèrement.

7. Le Dosco Miner.

Cette machine est normalement utilisée dans des chantiers pratiquement plats ; cependant, des essais

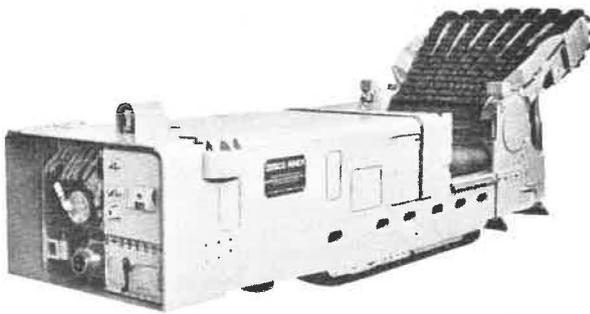


Fig. 9. — Vue du Dosco Miner.

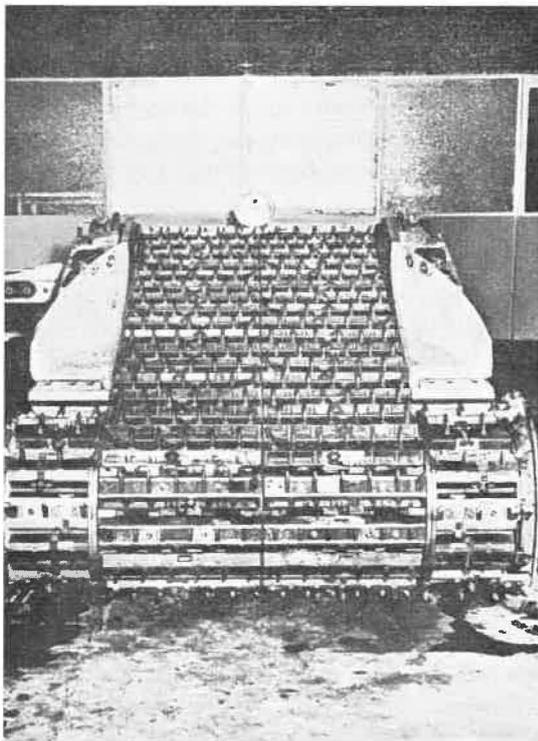


Fig. 9 bis. — Vue frontale du Dosco Miner avec les chaînes de coupe.

ont eu lieu en 1957 dans une mine de la Division Nord-Ouest dans une couche inclinée à 40 % (1/2,5) (fig. 9). Cette machine était commandée par un *treuil hydraulique* placé dans la voie supérieure et la traction sur le câble était réglée de façon à compenser la composante due au poids de la machine. L'installation a fonctionné correctement, mais la dégradation du charbon fut telle qu'on fut obligé de la retirer. Un essai analogue dans une couche inclinée à 35 % (1/3) a débuté récemment dans la Division d'Écosse.

8. Le Joy Longwall Twin Borer.

Cette machine est une adaptation au travail en longues tailles du « Twin Borer » pour chambres et piliers (fig. 10). Elle fonctionne dans les deux

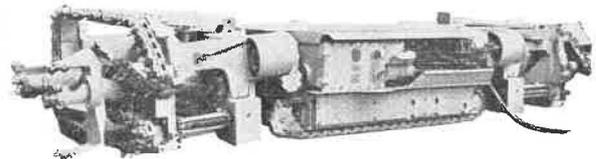


Fig. 10. — Le Joy «Twin Borer».

sens, elle est montée sur chenilles et utilisée avec un convoyeur blindé. Ses deux têtes trépaneuses attaquent une brèche montante de 1,50 m de largeur et une chaîne de havage enlève les coins laissés par les têtes. Les premiers essais ont été effectués dans une mine de la Division East Midlands et plusieurs modifications ont été apportées. Il est encore trop tôt pour donner une indication précise au sujet de son emploi possible dans l'avenir.

9. Les machines pour chambres et piliers.

Le plus récent modèle du *Joy Continuous Miner* importé en Angleterre est le 1 C.M. qui a une capacité plus élevée que les anciennes machines 3 et 4 J.C.M. (fig. 11).

Une *Marietta Miner* a été soumise à des essais dans une mine de la Division des East Midlands (fig. 12). Sa capacité de chargement est élevée et la granulométrie des charbons produits est meilleure que celle fournie par des machines de type « Ripper Bar » telles que la *Joy Continuous Miner*.

Une *abatteuse continue Goodman* a été mise en service récemment dans une mine de la Division Sud-Ouest, mais il est encore trop tôt pour l'apprécier car les conditions de terrains sont très difficiles (fig. 13).

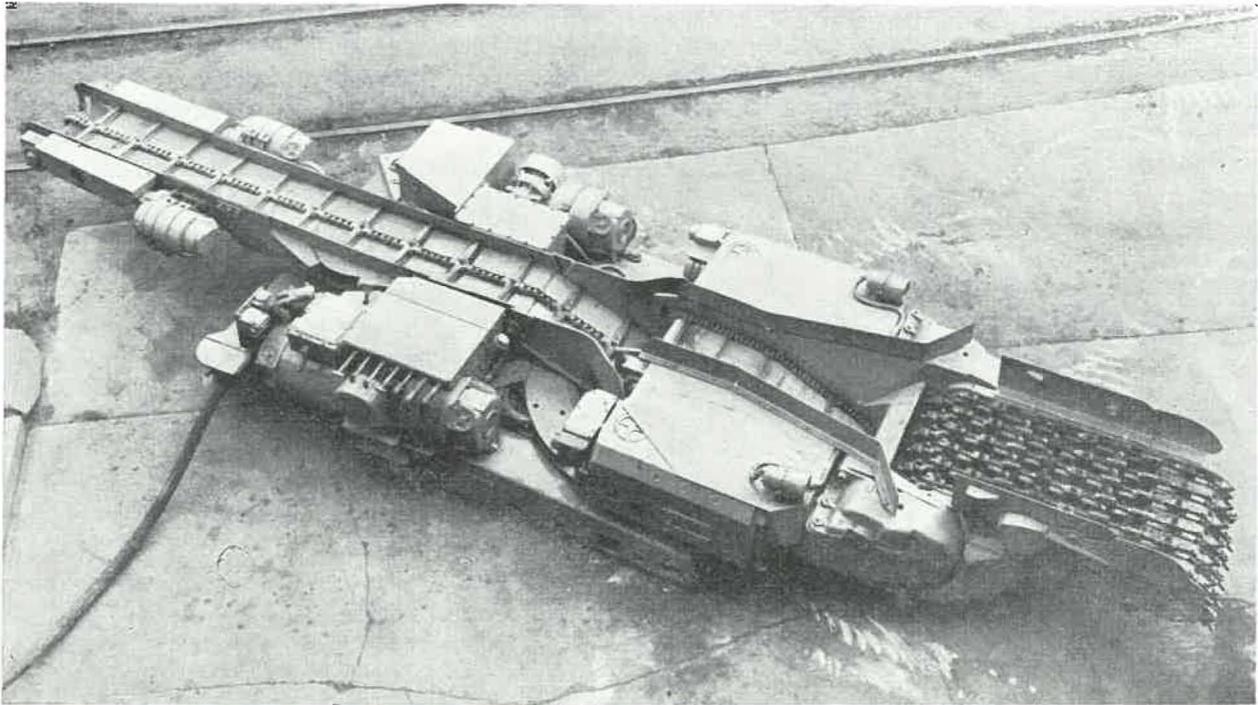


Fig. 11. — Joy Continuous Miner.

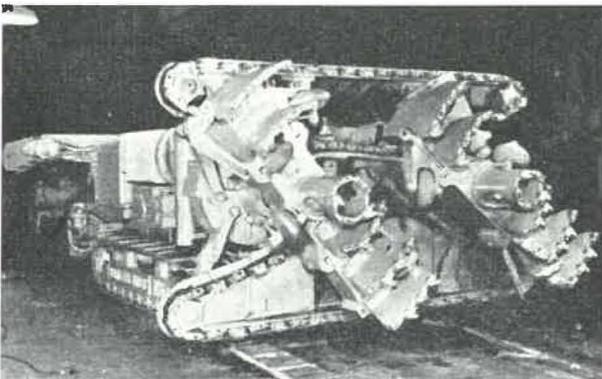


Fig. 12. — Marietta Miner.

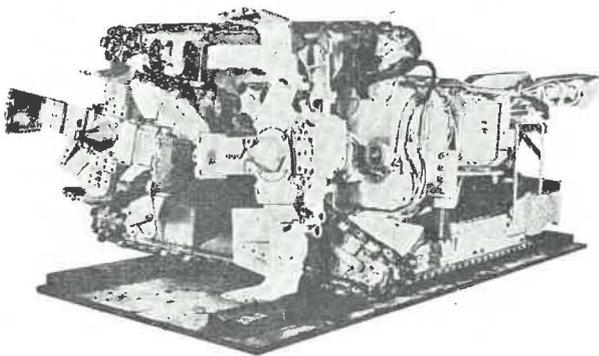


Fig. 13. — Abatteuse Goodman.

Mécanisation dans les veines minces.

En 1957, environ 21% de la production totale étaient obtenus dans des veines d'une puissance inférieure à 0,90 m. Une proportion relativement

faible de cette production était abattue par des moyens mécaniques. Le pourcentage de production obtenu dans les veines minces augmentera dans les années à venir et le besoin de machines pour cet usage devient plus pressant. Les machines pour veines minces sont plus difficiles à construire, à faire fonctionner et à entretenir que celles qui sont en service dans les couches moyennes et épaisses et, naturellement, elles sont beaucoup moins séduisantes au point de vue de la production et de la productivité. Les machines prenant de larges enlevures sont préférables dans les veines les plus minces, étant donné que la production demandée par poste peut être obtenue avec un seul passage de la machine d'un bout à l'autre de la taille. Le déplacement du personnel qui doit accompagner la machine est ainsi réduit au minimum. L'autre solution consiste à faire usage de machines du genre rabot, mais celles-ci n'existent pas encore pour les charbons très durs. Le problème de la dégradation se pose à nouveau ici étant donné qu'il est très difficile de concevoir des machines pour dépiler entièrement une veine mince, particulièrement en charbon dur, avec une dégradation minimum. Les seules chargeuses mécaniques couramment employées en veines minces sont la *haveuse à palettes de chargement* et la *haveuse-chargeuse à bras multiples* qui sont tout simplement des haveuses modifiées. Ces machines ont rendu de nombreux services, mais ne peuvent être considérées que comme expédients, en attendant des machines mieux adaptées. La plupart des difficultés courantes inhérentes à la mécanisation en taille, comme celles qui ont

été exposées dans les paragraphes précédents, sont accrues en veine mince. Ceci s'applique, en particulier, à la traversée des failles et à l'évacuation des terres venant du creusement des galeries.

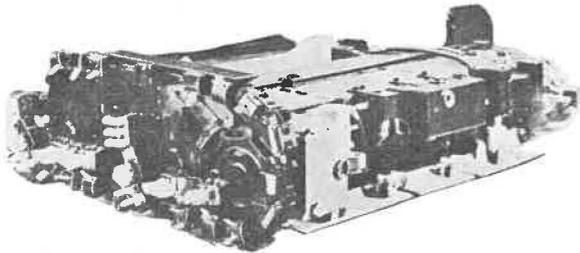


Fig. 14. — Abatteuse Midget.

La seule autre chargeuse mécanique actuellement en service, qui a été étudiée pour les veines minces, est l'*abatteuse Midget*. Plusieurs prototypes de cette machine ont été construits et un grand nombre de modifications ont été effectuées, mais des difficultés subsistent. Actuellement, une seule machine est en service et quatre autres ont été retirées provisoirement ou sont en cours de modification. Les principales modifications effectuées concernent la construction de la tête de havage et le mode de conduite (fig. 14). Cette machine ressemble beaucoup à la Korfmann allemande et à l'U.K.T 2 russe.

La première chargeuse Huwood construite pour le chargement d'un charbon préparé avait perdu la faveur, en raison des difficultés entraînées par le passage du câble de halage d'un bout à l'autre de la taille au fond de la saignée de havage. La mise au point d'un *matériel de propulsion hydraulique*

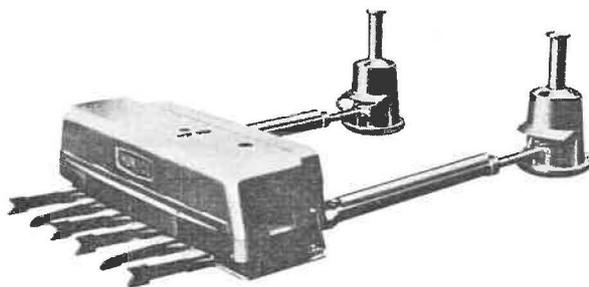


Fig. 15. — Chargeuse Huwood avec dispositif de progression hydraulique.

pour remplacer le câble de halage donne un regain d'intérêt à cet appareil et, non seulement les machines qui demeureraient inactives ont été remises en service, mais un grand nombre de nouvelles machines ont été installées. Il semble que, malgré une dégradation plus faible qu'avec les chargeuses à palettes, il soit cependant nécessaire d'effectuer une préparation assez importante du charbon pour avoir la certitude de le charger aisément (fig. 15).

Le National Coal Board a persisté, pendant un certain temps, à faire usage d'une installation à

benne racleuse de 400 ch, dans une veine mince de la Division d'Ecosse, dans le but de l'utiliser en charbon dur. Cependant, il semble que la nature du charbon britannique, avec des murs généralement tendres, limitera beaucoup l'emploi de la méthode de rabotage du charbon par scraper.

Le système de raclage du charbon préparé, lancé dans la Division d'Ecosse en 1957, est une voie de développement plus encourageante. Il trouve son domaine d'application dans les tailles courtes en veine mince, où le charbon est trop dur pour des installations de benne racleuse plus classique, et il a l'avantage d'utiliser un matériel très simple qui peut être fabriqué à bon marché dans les Ateliers de la mine ou de l'Area. On pense que ce système donne davantage de gros charbon que le type normal d'installation à rabot scraper et son emploi se répand.

La véritable solution pour le succès de la mécanisation en veine mince est la mise au point d'un matériel entièrement nouveau pour cet usage. Le problème a été abordé de deux façons :

- 1) mise au point d'une chargeuse mécanique appropriée abattant la veine sur toute son épaisseur et
- 2) mise au point d'un rabot pour charbon dur.

L'étude préliminaire d'une *chargeuse mécanique pour veine mince*, à double direction, de 120 ch, basée sur le principe de l'abatteuse Midget, qui pourra travailler dans des veines dont l'épaisseur varie entre 46 et 61 cm et attaquer une brèche montante de 1,83 m de largeur, est presque achevée. Cette machine est mise au point par le Central Engineering Establishment ; elle aura un halage indépendant, des têtes trépaneuses, une chaîne de nettoyage, un bras supérieur orientable et des dispositifs d'orientation dans le sens horizontal.

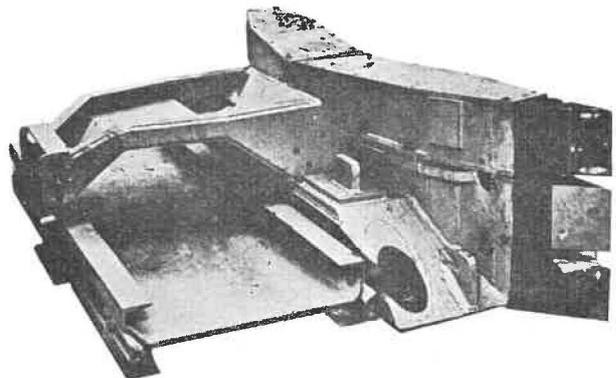


Fig. 16. — Rabot activé percutant du M.R.E.

Des essais ont eu lieu l'an dernier sur un *rabot à percussion*, étudié par le Mining Research Establishment, dans une mine des East Midlands, mais on a éprouvé des difficultés importantes avec le mécanisme de percussion et le contrôle de la direc-

tion. On a fait de nombreuses mesures et obtenu des renseignements très utiles. La conception du rabot a été revue à peu près complètement et sa construction est en cours au Central Engineering Establishment. On compte que les essais en surface pourront commencer dans les deux prochains mois. (fig 16).

De nouvelles tentatives ont été faites récemment pour adapter les appareils d'abatage du charbon au chargement mécanique; il s'agit de l'abatteuse pour veines minces *Anderson Boyes* et de la combinaison *Mavor et Coulson* de deux haveuses. L'abatteuse pour veines minces se compose d'une haveuse ordinaire munie d'un mécanisme orientable de havage au toit. Celui-ci abat le charbon qui reste et le charge sur le convoyeur de taille au moyen d'un évacuateur de havrits. Un prototype a été essayé dans la division d'Ecosse. La combinaison de deux haveuses se compose de deux haveuses normales dont les parties coupantes sont assemblées dos à dos. La première machine, qui possède deux bras, sous-cave la veine, tandis que la deuxième, qui est halée par la première, fait du surhavage dans la partie restante de la veine et charge le produit sur le convoyeur. Cette machine doit être installée prochainement.

Construction de nouvelles machines pour la production de gros charbon.

Nous possédons actuellement un certain nombre de machines qui sont capables de produire du gros charbon lorsque la veine présente des conditions naturelles bien définies. Ces conditions sont : des plans de séparation bien marqués entre la couche et les épontes et des charbons assez tendres ou bien clivés. La difficulté est de construire des machines qui produisent du gros charbon, quand ces conditions ne sont pas remplies. Il est trop tôt pour décrire ces machines en détail, étant donné qu'elles en sont encore à la toute première période de mise au point ; cependant, en général, pour les têtes coupantes, elles reposent sur le principe du trepanner ou sur celui du cadre de havage. On compte mettre ces machines à l'essai au début de 1959.

Perfectionnements dans d'autres machines et appareils.

L'emploi du halage hydraulique pour les machines d'abatage deviendra plus courant dans l'avenir. Le recyclage des débris de havage est une cause de perte de puissance et de dégradation, et une étude à ce sujet a été effectuée récemment. Une installation d'essais, construite au Central Engineering Establishment, a montré qu'environ un quart seulement de la puissance de la machine d'abatage était utilisée aux pics, les causes principales de perte de puissance étant la capacité de transport insuffisante

des types actuels de chaîne de havage et le frottement entre la chaîne et le bras. A la suite de ces essais, on se propose d'en faire d'autres avec des chaînes de types différents, quatre sur des haveuses et deux sur des chargeuses mécaniques.

On a mentionné plusieurs fois le *convoyeur blindé* souple et il est à la base de la plupart des modes de chargement mécanique en longue taille. Le National Coal Board a mis au point un convoyeur avec éléments et chaîne normalisés et il étudie la normalisation des têtes motrices.

Il est nécessaire de disposer d'urgence d'une machine *attaquant le front* pour remplacer la méthode actuelle, quelque peu inefficace, du travail à la main dans le traçage des galeries et dans la préparation des tailles. Un plan a été préparé pour une machine de ce genre.

Des essais sont en cours avec un *dispositif de manœuvre automatique des câbles électriques* d'alimentation des machines en taille et le succès a été atteint dans une assez large mesure. Cet équipement se montrera particulièrement utile pour le déplacement rapide des chargeuses mécaniques dans les veines minces où la manœuvre des câbles à la main cause de grandes difficultés (fig. 17).

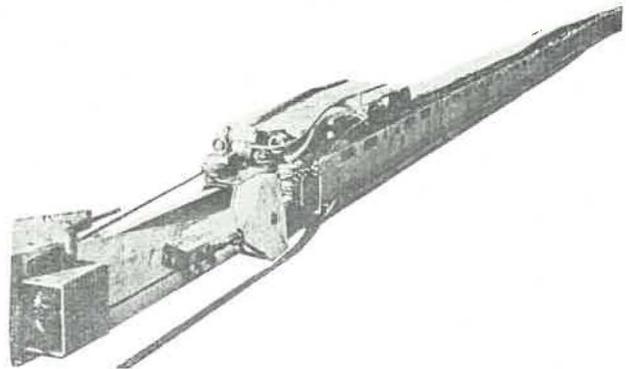


Fig. 17. — Appareil pour la manutention des câbles électriques en taille.

L'installation d'un matériel d'essai pour l'abatage hydraulique à moyenne pression a commencé dans une mine de la Division Sud-Ouest. On espère en obtenir des renseignements utiles. Si ces essais sont concluants, on passera à l'abatage à haute pression dans une phase ultérieure.

Influence de l'épaisseur de la veine sur la productivité dans les chantiers mécanisés.

Les figures 18 et 19 montrent, pour le premier semestre 1958, le rendement par homme/poste obtenu par la mécanisation en longues tailles et dans les chambres et piliers pour diverses épaisseurs de veine. Dans les chambres et piliers, le rendement augmente avec l'ouverture de la veine mais, dans

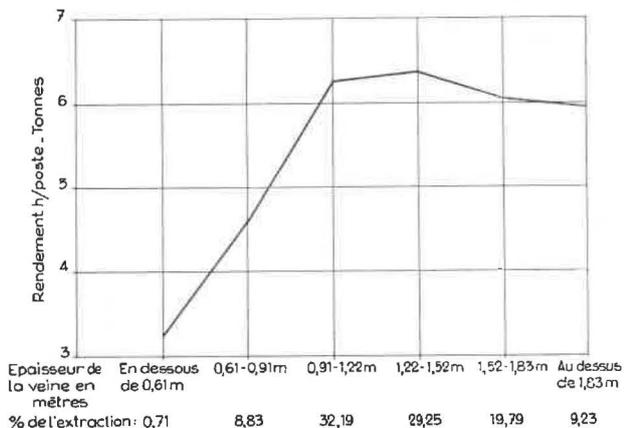


Fig. 18. — Rendement homme/poste obtenu en longues tailles mécanisées en fonction de l'épaisseur de la veine (période de 26 semaines finissant le 26 juin 1958).

Le cas des longues tailles, pour la moyenne des veines exploitées, les meilleurs résultats apparaissent dans l'intervalle de 1,20 à 1,50 m, et le rendement

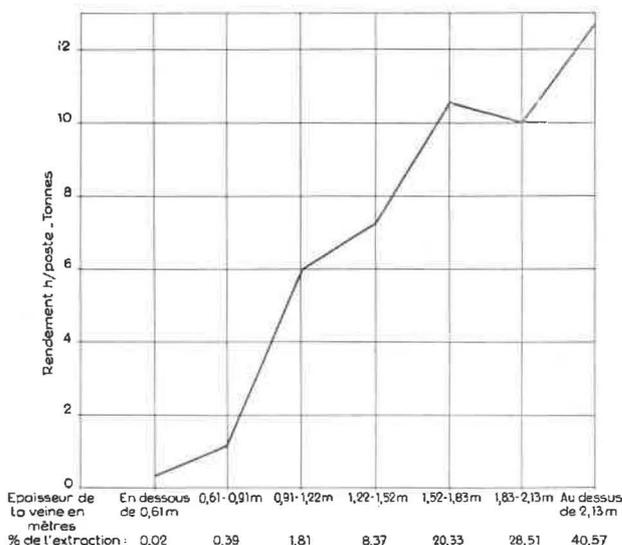


Fig. 19. — Rendement homme/poste obtenu dans les exploitations par chambres et piliers mécanisées en fonction de l'épaisseur de la veine (période de 26 semaines finissant le 28 juin 1958).

TABLEAU V.

Limites inférieures et supérieures de l'épaisseur des veines exploitées par les différentes machines d'abatage et de chargement mécaniques.

Renseignements relatifs au premier trimestre 1958.

Machine	Veine la plus puissante chargée mécaniquement (m)	Veine la plus mince		Observations
		Effectivement chargée mécaniquement	Puissance minimum possible dans le cas où il y a une différence avec le chiffre de la colonne précédente (m)	
<i>Machines pour longues tailles</i>				
Abatteuse chargeuse Anderton	2,44	0,81		
Meco-Moore	2,13	0,97		
Chargeuse à palettes ordinaire	1,85	0,58		
Chargeuse à palettes AFC	1,93	0,91		
Rabot rapide	2,03	0,71	0,46	
Huwood Slicer	2,06	1,37	1,22	
Samson Stripper	1,57	1,30		
Rabot lent	1,17	0,69	0,46	dans veine 2,46 m
Benne racleuse	1,14	0,46		
Rabot multiple	1,09	0,86	0,46	
Trepanner	1,63	0,97		
Abatteuse Dosco	2,13	1,57		
Gloster Getter	3,55	0,81		
Haveuse chargeuse à bras multiples	1,14	0,41		dans veine 1,83 m
Chargeuse hydraulique Huwood	1,55	0,58		
Chargeuse Huwood	0,84	0,79		
Abatteuse Midget	0,76	0,76		
<i>Machines pour chambres et piliers et diverses</i>				
Chargeuse à pinces de homard	3,40	0,74		
Joy Continuous Miner	2,49	1,02		
Chargeuse à bec de canard	4,34	0,56		
Chargement par raclettes	2,82	0,91		

tombe rapidement en dessous de 0,91 m et moins brutalement au-dessus de 1,50 m. Dans l'exploitation par longues tailles, la taille mécanisée la plus mince avait 0,40 m (haveuse-chargeuse à bras multiples) et la plus épaisse 2,45 m (abatteuse-chargeuse Anderton). Dans les exploitations par chambres et piliers, il y a des chargeuses à bec de canard qui fonctionnent dans des puissances de veines qui varient de 0,55 m à 4,35 m. Le tableau V donne la gamme des puissances des veines dans lesquelles chacune des machines travaille.

Les problèmes que pose la mécanisation en veines minces ont déjà été exposés. Dans les veines les plus puissantes, le contrôle du toit constitue la principale difficulté. Le remblayage se fait lentement et est très coûteux ; il y a souvent insuffisance de matériaux pour construire les murs de remblai le long des voies. Le foudroyage complet est souvent impossible, étant donné que, pour être efficace, il est nécessaire qu'une forte épaisseur de toit s'effondre et il est toujours difficile d'empêcher les éboulis de rouler jusque dans les allées de travail. Il n'est pas facile de maintenir la stabilité des épis de remblai et les autres difficultés de contrôle du toit sont aggravées quand l'inclinaison augmente. D'autre part, les soutènements du toit sont lourds à manipuler et le charbon tombe en trop gros blocs qui engorgent les engins de transport.

Conclusion.

Cette note a donné un aperçu des problèmes importants touchant la mécanisation en tailles en

Grande-Bretagne et a exposé l'évolution essentielle du matériel de chargement mécanique qui a eu lieu au cours de ces dernières années.

L'emploi de l'hydraulique pour la commande des engins d'abatage en est à ses débuts, mais a des chances de se développer rapidement. Pour autant qu'on puisse le prévoir, l'exploitation par longues tailles demeurera la méthode la plus courante et on peut prévoir, dans un avenir pas trop lointain, des machines d'abatage automatiques, des soutènements se déplaçant automatiquement et la mécanisation intégrale du creusement des voies de chantiers.

L'abatage hydraulique est encore trop neuf pour l'apprécier, mais si le principe d'abatage du charbon par des jets d'eau à haute pression peut être rendu sûr et efficace, nous aurons la possibilité de concevoir des appareils d'abatage et de chargement entièrement nouveaux.

La mécanisation en taille concerne actuellement 28 % de la production totale ; il ne s'agit encore que d'un début. Mais si l'industrie charbonnière doit survivre dans la compétition qu'elle vient d'engager avec l'énergie nucléaire et les combustibles liquides, il faut alors que la productivité augmente et que le prix de revient diminue. A cet égard, la mécanisation en taille a un rôle important à jouer et notre objectif est de réaliser finalement une mécanisation intégrale à 100 %, même si, pour atteindre ce but, il faut le moment venu n'exploiter que les veines qui s'y prêtent.

Soutènement moderne mécanisé au front de taille

par W. J. ADCOCK

Chef de la Section de Contrôle du toit au N.C.B.

Introduction.

Environ 95 % de l'extraction annuelle de charbon provenant d'exploitations souterraines en Grande-Bretagne sont produits par des chantiers en longues tailles. Sur ce tonnage, 24 % sortent de 902 tailles à chargement mécanique, parmi lesquelles 546 sont du type à front dégagé.

Que la taille soit mécanisée ou exploitée à la main, le problème général du contrôle du toit dépend principalement des conditions de terrain, mais l'expérience acquise par le large emploi de tous les modèles de chargeuses mécaniques a montré que, sans contrôle effectif du toit, il est impossible de faire fonctionner de manière convenable une chargeuse mécanique et que, par conséquent, le rendement de la taille s'en ressent.

Les premiers modèles de chargeuse mécanique, en particulier la Meco-Moore, travaillaient avec une architecture de soutènement identique à celle des tailles exploitées à la main. On utilisait généralement des étançons rigides en acier et des bèles ondulées. Mais la majorité des chargeuses mécaniques en usage aujourd'hui nécessitent l'emploi d'un front dégagé, ce qui entraîne presque obligatoirement un défilage par tranches étroites. On abat entre 1 et 10 tranches par poste ; les étançons doivent être posés et déposés rapidement et souvent. Or, la vitesse d'avancement des machines d'abatage peut atteindre 5,50 m/min. Pour utiliser au mieux ces machines, il faut pouvoir suivre avec le soutènement. Dans ces conditions, l'étançon du type rigide en acier n'est plus approprié et doit être remplacé par des étançons du type coulissant et de hauteur ré-

glable. Il doit pouvoir être mis en place avec une charge de pose suffisante et être d'une dépose aisée et sûre.

Les premiers étançons coulissants adoptés en Grande-Bretagne étaient du type à frottement analogues à ceux utilisés sur le continent.

Cependant, la majorité des étançons coulissants employés en Grande-Bretagne sont du type hydraulique et, depuis l'introduction au fond des premiers prototypes en 1946, ils se sont répandus rapidement. Leur emploi a contribué largement à accroître la vitesse et la continuité de l'avancement en taille.

Comparé à l'étançon mécanique ou à frottement, l'étançon hydraulique est un appareil de précision mécanique et, s'il est entretenu convenablement, il conserve pendant de longues années les caractéristiques prévues à la construction, même dans des conditions d'emploi très dures.

On peut le placer avec une charge de pose élevée d'environ 5 à 10 t, et un simple raccourcissement élastique de 6 mm environ amène la force portante à 20 ou 25 t (avec une faible dispersion de la portance). Etant donné que dans les mines britanniques les murs sont généralement tendres et ne résistent qu'à des charges de 140 à 175 kg/cm², l'emploi d'étançons hydrauliques d'une portance maximum de 25 t n'est pas un inconvénient.

Soutènement mécanisé.

En dépit de la facilité d'emploi des étançons coulissants hydrauliques ou mécaniques, il fut bientôt évident que la vitesse de maintes chargeuses mécaniques était limitée par la vitesse de pose et de dépose des soutènements. La mécanisation de ce travail apparut logique et inévitable.

1. Piles Seaman.

Le premier des soutènements mécanisés adoptés au fond et peut-être le plus simple, fut le système à piles Seaman, installé au début de 1954 dans une taille équipée d'un Trepanner Anderson Boyes. Aujourd'hui, il y a quelque 14 tailles complètement et un certain nombre de tailles partiellement équipées de piles Seaman (fig. 1).

Dans ce système, un support efficace est réalisé à une distance aussi faible que possible du front de taille, par une rangée de piles hydrauliques, placées à 1,2 m d'intervalle, le long de la ligne de cassure à l'arrière-taille. Le toit est foudroyé immédiatement derrière les piles. Chaque pile comporte 4 étançons hydrauliques montés dans un châssis robuste, à la base duquel est fixé un cylindre horizontal à double effet qui sert à pousser en avant le convoyeur et à avancer ensuite la pile. Le sommet de chaque pile est formé d'un chapiteau qui sert de support à deux rallonges en porte-à-faux qui soutiennent le toit entre le front de charbon et la rangée des piles. Une

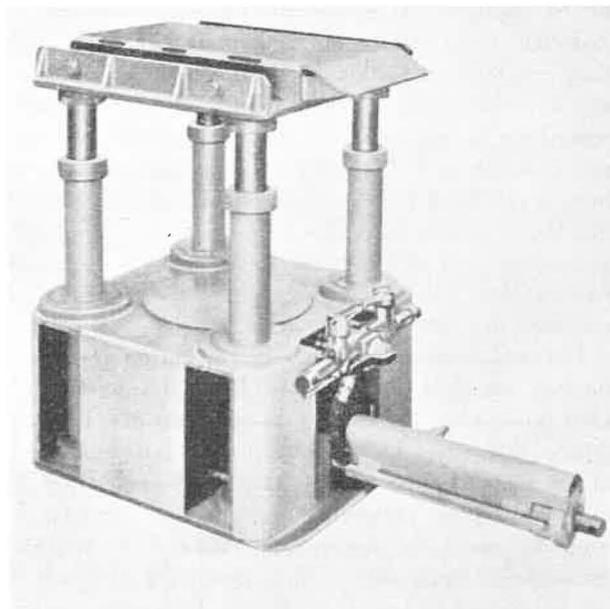


Fig. 1. — Pile Seaman Gullick.

pile résiste à 120 t, ce qui correspond à une pression de 725 kg/cm², mais il est possible de diminuer la charge à laquelle coulisse la pile si les conditions le demandent.

Dans le nouveau modèle de pile, le circuit hydraulique a été modifié pour que les étançons avant et arrière soient branchés sur des circuits différents. Chaque étançon a aussi sa soupape de détente particulière. Ceci augmente l'aptitude de la pile à se prêter aux variations de profil du toit et évite que les étançons côté taille soient influencés par les étançons arrière, quand ceux-ci coulissent sous la charge.

Le dispositif de vannes de commande a aussi été amélioré à la lumière de l'expérience et un seul levier est maintenant utilisé pour manœuvrer les étançons et le cylindre pousseur de la pile.

L'installation fonctionne en circuit fermé et le fluide employé, huile soluble et eau, est transporté le long de la taille dans une conduite en néoprène, à haute pression, fixée au convoyeur. La pression hydraulique nécessaire est produite par une ou plusieurs pompes à moteur installées dans les voies du chantier.

Les résultats obtenus avec ce système ont été divers, mais dans la majorité des cas on a obtenu des avantages nets et le rendement de la taille par homme et par poste a été sensiblement augmenté. Dans une taille, le rendement par homme et par poste s'est maintenu entre 20 et 23 t et, dans une autre, régulièrement à 16 t. Dans la totalité des cas, la partie hydraulique de la pile s'est comportée de manière satisfaisante, mais dans les premières réalisations un certain nombre de châssis préfabriqués

céderent sous la charge. Cette difficulté a été résolue en adoptant un modèle plus résistant.

On a essayé de placer deux rangées de piles Seaman, mais dans ce cas, la densité de soutènement est moindre, non seulement pour l'ensemble de la taille, mais aussi à la ligne de foudroyage à l'arrière-taille. Les piles sont avancées en quinconce ; on n'avance donc que la moitié des piles à chaque tranche et, de ce fait, le toit reste toujours soutenu par l'autre moitié. Les rallonges doivent avoir 0,60 m de longueur en plus, ce qui augmente le porte-à-faux et le risque de déformation.

2. Dowty Roofmaster.

Le deuxième type de soutènement à progression mécanique est le Dowty Roofmaster. C'est un système autonome fonctionnant à l'huile et dans lequel les éléments sont alternativement de deux types (fig. 2).

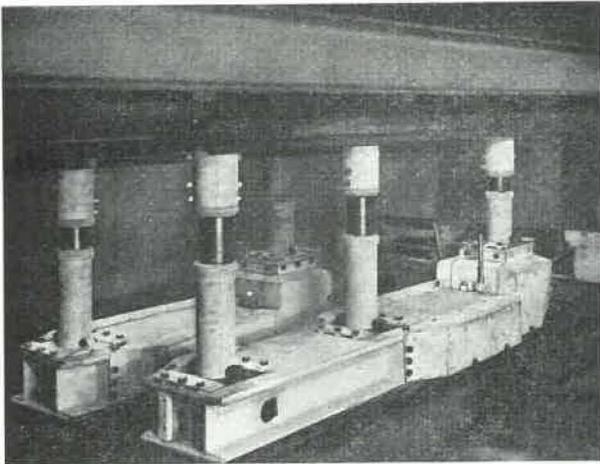


Fig. 2. — Soutènement Dowty Roofmaster avec les 2 types d'éléments à 2 et 3 étaçons.

Il comporte :

- un soutènement permanent à 3 étaçons
- un soutènement provisoire à 2 étaçons.

Ces deux éléments se manœuvrent de la même façon. Lorsque la chargeuse mécanique passe le long de la taille, on avance le soutènement temporaire pour protéger la zone nouvellement découverte. Le convoyeur est ensuite avancé, puis le soutènement permanent est alors ramené dans l'alignement. Ce soutènement est bien plus coûteux que les piles Seaman, mais il est plus efficace quand le toit est médiocre. Il y a actuellement 9 tailles équipées avec ce genre de soutènement (fig. 2 bis).

Un perfectionnement intéressant a été apporté dans le système Isleworth Dowty, étudié par le Mining Research Establishment du N.C.B., en coopération avec Dowty Mining Equipment Ltd. Dans ce système, deux châssis sont posés à proximité l'un de l'autre derrière le convoyeur et n'ont

pas de liaison avec lui, comme c'est le cas pour les deux systèmes précédemment décrits (fig. 3).

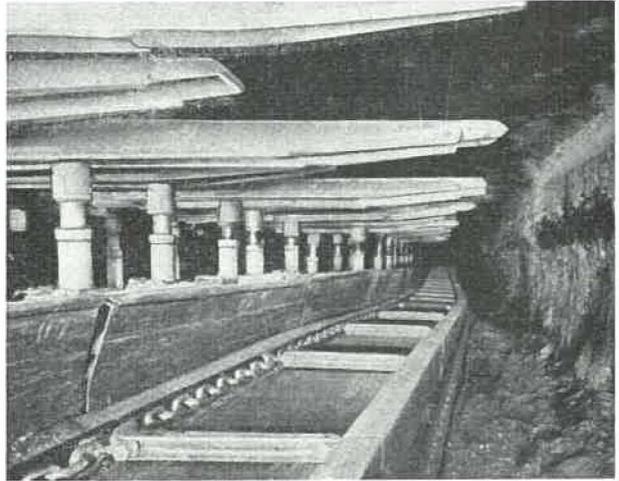


Fig. 2 bis. — Vue d'une taille équipée du soutènement Dowty Roofmaster à 2 étaçons. Les éléments viennent d'être avancés.

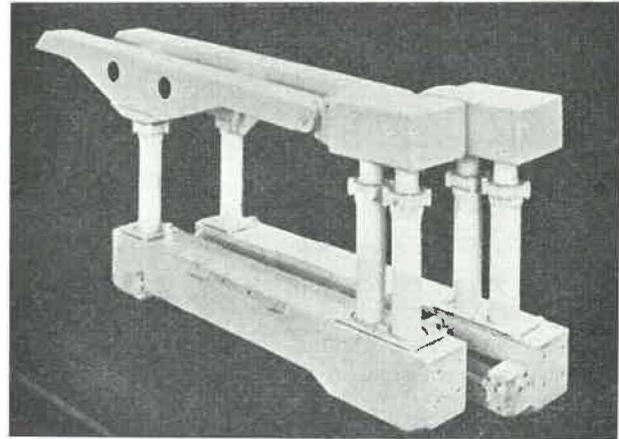


Fig. 3. — Soutènement Marchant Isleworth Dowty indépendant du convoyeur blindé pour sa progression.

Chaque châssis porte trois étaçons hydrauliques de 20 t, un du côté du front, et deux, proches l'un de l'autre, du côté arrière-taille. Ce montage est fait au moyen de douilles en caoutchouc ou en plastique qui donnent une certaine souplesse à chaque élément. Lors de la progression, un châssis reste en place et agit comme appui, tandis que le voisin est poussé en avant par un cylindre horizontal. Ce premier châssis est alors serré au toit, le second châssis est libéré et avancé, tandis que le premier sert d'appui.

Les essais pratiques au fond avec ce système ont été couronnés de succès, mais il paraît s'appliquer plus spécialement au soutènement des devantures de voies.

Déplacement du soutènement.

L'expérience a montré que le soutènement doit être avancé progressivement à partir d'une extrémité de la taille jusqu'à l'autre. Il n'est pas indiqué de commencer à plusieurs points le long du front, comme c'est souvent le cas avec les étaçons individuels. Ce soutènement a été conçu en vue d'un avancement progressif derrière la machine et à sa cadence.

Le soutènement mécanisé a, en général, été employé seulement avec les abatteuses-chargeuses Anderton à tambour et des Trepanners A.B. L'avancement du soutènement et du convoyeur est réalisé par une équipe de 3 à 4 hommes. Avec le Trepanner, le soutènement est avancé immédiatement derrière la machine, mais avec l'Anderton, ceci ne peut se faire qu'après le passage en retour avec nettoyage par le soc.

Aussi, pendant environ deux heures, le toit nouvellement dégagé ne peut être soutenu même par des rallonges en porte-à-faux et dans certaines circonstances la dégradation du toit est inévitable. Toutefois, le développement de l'emploi du tambour segmenté permettra d'assurer un certain soutènement du toit pendant le trajet « aller » de la machine. Quand on utilise des « Roofmasters », on peut avancer immédiatement le soutènement à deux étaçons. De même, avec le système Seaman à double rangée, la rangée arrière peut être avancée tout de suite, mais les rallonges devront avoir une longueur en porte-à-faux d'environ 1,70 m pour soutenir le toit nouvellement dégagé.

Avec le système à simple rangée, ceci ne peut être réalisé qu'au moyen de supports intermédiaires, c'est-à-dire au moyen d'un dispositif de rallonges articulées ou en adaptant des rallonges spéciales articulées à la partie antérieure des rallonges des piles.

Charges de pose et de coulissement.

Actuellement, les charges de pose et de coulissement ont été fixées arbitrairement d'après les commodités offertes par les pompes hydrauliques et en tenant compte de l'expérience acquise avec les étaçons hydrauliques individuels. En pratique cependant, ces maximums ont été quelquefois trop élevés et ont dû être réduits.

Une forte charge de pose appliquée rapidement peut causer au toit des dégradations qu'une mise en charge progressive aurait évitées. Dans la plupart des tailles, un décollement des bancs peut déjà se produire avant la pose du soutènement et la mise en place brusque d'un soutènement à haute pression disloque le bas toit, rompt la progressivité de la convergence et provoque des cassures.

On considère que des éléments qui ont une charge de pose de 10 t conviennent habituellement

à la plupart des toits, mais cette question est en cours d'étude au moyen d'essais au fond.

Les charges de coulissement sont, de même, basées sur les résultats donnés par des étaçons hydrauliques individuels. Ainsi, le « Roofmaster » présente pour les deux éléments une résistance totale au coulissement de $5 \times 20 = 100$ t et la pile Seaman $4 \times 30 = 120$ t.

Quelques essais partiels ont été effectués avec des soutènements présentant des valeurs de coulissement inférieures à celles indiquées ci-dessus, mais l'étude doit être poursuivie avant de pouvoir conclure. Cela ne mène à rien d'évaluer l'effet de diverses charges de coulissement sur des piles isolées, les essais doivent être pour cela exécutés sur une vaste échelle. Encore une fois, le réglage au front de taille n'est pas facile, mais on envisage l'utilisation de dispositifs de renfort et de multiplicateurs de pression montés dans des soutènements séparés. Quelques éléments Dobson soumis couramment à des essais sont équipés de multiplicateurs hydrauliques. De telles dispositions donneront la souplesse nécessaire à l'étude de ce problème dans un grand nombre de conditions différentes.

Le rôle de tout soutènement est de permettre de contrôler la convergence, non de la supprimer, et une résistance trop forte peut avoir de graves conséquences. La résistance mécanique du terrain, et en particulier, du toit, est un facteur de limitation. Une trop forte résistance peut provoquer des cassures par compression et produire des ruptures par cisaillement d'une ampleur considérable. Pour provoquer un foudroyage efficace, le soutènement doit créer des cassures par cisaillement le long de l'arête de l'arrière-taille, mais avec un terrain peu résistant, il peut provoquer devant lui des cassures inclinées vers l'avant.

L'intersection de ces cassures avec celles qui résultent de l'abatage peut provoquer des éboulements en avant du soutènement. Il est indispensable de maintenir une convergence convenable et régulière.

Résultats d'expérience.

L'expérience limitée que nous en avons laissée penser que le soutènement mécanisé agit différemment et produit sur le terrain un effet différent des soutènements ordinaires. Sa mise en œuvre pose, par conséquent, un problème nouveau et, bien qu'il existe maintenant deux types bien conçus, il y a beaucoup à apprendre de leur application.

Les procédés employés semblent présenter moins de souplesse dans les conditions difficiles et ne peuvent remplacer partout les soutènements classiques. L'emploi du soutènement mécanisé implique l'adoption du foudroyage intégral et son installation peut, en conséquence, présenter des difficultés dans des chantiers où le foudroyage succèdera au remblayage.

Installation du soutènement mécanisé.

La mise en place du soutènement mécanisé est une opération importante surtout quand celui-ci doit se substituer à un soutènement ordinaire dans un chantier actif. Les éléments sont volumineux et lourds et le temps dont on dispose est généralement limité. Depuis les premiers modèles, des modifications ont permis un démontage plus complet des divers organes, mais il faut établir un planning très soigné pour mener à bien ce travail. Il est aussi essentiel d'avoir à sa disposition de bons moyens de transport et des accès favorables à la taille.

Dans deux cas au moins, des installations de soutènement mécanisé ont échoué au début parce que

la taille n'avancé pas suffisamment rapidement dans les premiers jours. La modification d'une architecture de soutènement a donné lieu à une nouvelle répartition des contraintes dans le toit ; il y a donc intérêt à permettre l'établissement des nouvelles conditions le plus tôt possible.

Frais d'investissements.

Les tableaux I, II et III donnent les frais comparatifs relatifs au soutènement d'une taille de 170 m de longueur dans une veine de 1,2 m d'ouverture pour le soutènement classique, les piles Seaman et le Dowty Roofmaster.

TABLEAU I.

Etançons hydrauliques et rallonges articulées.

	£	£
650 rallonges du type articulé, 1 m de longueur	7,2 pièce	4.680
650 étançons hydrauliques « M »	13,253 »	8.601,67
25 pousseurs pour le ripage du convoyeur avec étançon d'appui	49,58 »	1.239,5
Pompe pour les pousseurs et moteur	300,0 »	300,0
Tuyaux souples pour pousseurs et connexions par 6 m de taille	21,25 »	531,25
		Total : 15.352,42

TABLEAU II.

Piles mécanisées (à 1,20 m d'intervalle d'axe en axe).

	£	£
128 piles Seaman complètes avec pousseurs à double effet et fixation de rallonges au toit	172,45 pièce	22.899,2
3 pompes	300,0 »	900,0
Tuyaux souples et connexions pour 128 piles	36,0 »	4.608,0
		Total : 28.407,2

TABLEAU III.

Système Roofmaster (à 0,75 m d'intervalle d'axe en axe).

	£	£
204 Appareils Roofmaster avec tuyaux d'interconnexion et robinets	430 par paire c'est-à-dire un appareil à 3 et un appareil à 2 étançons	43.860
Ensemble moteur	975	975
		Total : 44.835

Les chiffres ci-dessus ne comprennent pas les frais de soutènement des devantures de voie et des niches ; ils s'appliquent seulement au tronçon de taille dans lequel on pratique l'abatage mécanique. On voit que les frais d'équipement d'une taille avec soutènement mécanisé sont élevés, mais les résultats obtenus justifient cette dépense supplémentaire car, dans tous les cas, la productivité a été augmentée et le personnel réduit. Les deux exemples suivants le montrent clairement.

1) Une taille foudroyée équipée d'une abatteuse-chargeuse Anderton, de 120 m de longueur, dans une veine de 1 m de puissance à la profondeur de 631 m, était soutenue initialement par des étaçons hydrauliques.

Avec ce système, le personnel en taille s'élevait à 25 hommes et le rendement moyen par homme/poste était de 9 t (rendement maximum hebdomadaire par homme/poste 10,3 t).

Des piles hydrauliques Seaman avançant automatiquement furent alors installées en rangée unique à 0,90 m d'axe en axe, le personnel de la taille fut réduit à 21 et le rendement moyen par homme/poste augmenta à 10,7 t (rendement maximum hebdomadaire par homme/poste 12,5 t). Il est intéressant de noter que la convergence moyenne sur une période de 1 semaine (week-end compris) fut de 91,4 mm avec le système de soutènement initial et de 40,6 mm après la pose des piles.

2) Une taille de 200 m de longueur, à la profondeur de 400 m dans une veine de 1 m de puissance et fonctionnant avec un Trepanner Anderson Boyes, fut équipée avec des Roofmaster Dowty à intervalle de 0,76 m d'axe en axe. Le personnel de la taille s'élevait à 53 hommes et le rendement moyen par homme/poste était de 10 t. Antérieurement, le charbon était chargé manuellement et la taille était soutenue par des étaçons rigides en acier et des rallonges. La sécurité de l'arrière-taille était assurée par épis de remblai. Le personnel en taille comportait 64 hommes avec un rendement moyen par homme/poste de 5,4 t.

Avantages du soutènement mécanisé.

Les principaux avantages que l'on retire de l'application du soutènement mécanisé peuvent s'énoncer comme suit :

- 1) Le contrôle du toit est amélioré, ce qui donne une sécurité accrue et un meilleur fonctionnement de la machine d'abatage.
- 2) La progression du soutènement n'est plus un « goulot d'étranglement » et la vitesse de dé-

placement de la chargeuse mécanique est accrue, ce qui augmente le tonnage produit en un temps donné.

- 3) Le nombre d'ouvriers occupés en taille diminue.
- 4) La rapidité et le soin de pose du soutènement ne dépendent plus de l'habileté du personnel, mais sont fonction de facteurs mécaniques calculés.

Ces méthodes sont indubitablement plus coûteuses que la méthode ordinaire du front dégagé, mais la dépense supplémentaire qui en résulte doit être compensée par une réduction des pertes de matériel de soutènement, par une vitesse d'exécution plus grande, par l'économie de main-d'œuvre et l'amélioration possible du contrôle du toit.

Le fonctionnement de tous les organes de soutènement mécanisé a été commandé, jusqu'à présent, par des vannes situées sur les organes eux-mêmes ; un mineur se déplace le long du front et fait avancer chaque élément à son tour. La mise au point d'une soupape automatique commandée à distance se poursuit. Un prototype de soupape hydropneumatique a subi des épreuves en laboratoire avec succès et un certain nombre de ces soupapes sont à présent essayées au fond sur une installation de piles Seaman.

Les possibilités de ce dispositif de commande sont considérables et l'on peut prévoir que, dans l'avenir, tous les systèmes de soutènement mécanisé seront actionnés, soit par le passage de la chargeuse mécanique le long de la taille, soit par une commande à distance à partir d'un poste situé dans les voies de la taille. La force motrice utilisée sera mécanique, hydraulique ou électrique.

BIBLIOGRAPHIE

- ADCOCK W.J. & PAAKE C.V. — Self advancing supports (soutènement marchant)
Iron & Coal Trades Review, 17 août 1956.
- TREHARNE JONES C. — Mechanised Roof Support at the Coal Face (soutènement mécanisé au front de taille)
Iron & Coal Trades Review, 31 août 1956.
- ADCOCK W.J. & WRIGHT A. — Progress in Strata Control in Mechanised Mining (Progrès dans le contrôle du toit avec l'abatage mécanisé)
Annual Conference N.A.C.M. 1958.
- MARSH F.R. & ADCOCK W.J. — The Isleworth Dowty Roof Support (Soutènement système Isleworth - Dowty)
Colliery Engineering, septembre 1958.

Tir de mine avec infusion d'eau pulsée

par A. B. WILDGOOSE

Chef de la Section des Explosifs Département de la Production du N.C.B.

Introduction.

Cette note décrit une méthode de tir dans laquelle on pratique d'abord une infusion d'eau sous pression dans le trou de mine puis, après introduction des cartouches dans le trou, on maintient un bourrage à l'eau sous pression pendant le tir.

Les avantages de ce procédé sont triples :

- 1) la sécurité des explosifs est renforcée en atmosphère grisouteuse quand on utilise un bourrage à l'eau ;
- 2) l'infusion d'eau sous pression est un moyen de lutte efficace contre les poussières ;
- 3) l'eau est à peu près incompressible et la transmission de l'onde explosive est plus efficace, ce qui améliore le rendement de l'explosif utilisé.

Description du procédé.

Le trou de mine foré est d'abord utilisé pour pratiquer une infusion d'eau sous pression dans le charbon. La pression utilisée varie suivant la couche. On procède alors au chargement du trou en utilisant une seule cartouche en cas de trou de borgne, car la pression de l'eau pourrait séparer les cartouches.

On replace alors le tube d'infusion à l'orifice du trou et on remplit à nouveau le trou d'eau sous pression pour former un bon bourrage. La pression admise à ce moment est généralement un peu inférieure à celle utilisée lors de l'infusion ordinaire pour éviter d'ouvrir des cassures dans le massif par où s'écoulerait l'eau de bourrage.

Pour appliquer ce procédé, l'Inspecteur en Chef des Mines doit accorder une dérogation à la Loi sur les Explosifs de 1951.

Matériel.

Explosif.

L'explosif utilisé est généralement de l'Hydrobel. Il a subi avec succès les épreuves d'agrégation et est susceptible de donner une détonation efficace sous une pression d'eau allant jusqu'à 70 kg/cm², même après avoir été soumis à ces pressions pendant 24 heures.

Détonateurs.

Il existe des détonateurs du type sous-marin capables de résister aux pressions mises en œuvre. Les fils des détonateurs sont renforcés pour résister à la

pression des joints de la canne d'infusion contre la paroi du trou.

Cordeau détonant.

Dans le tir par longs trous de mine, pour faire détoner les charges espacées, on utilise le cordeau détonant Cordtex. Ce cordeau consiste essentiellement en une âme d'explosif brisant (high), entouré par des couches de textile et par une gaine extérieure en plastique.

Ce détonant en forme de cordeau peut être mis à feu à une extrémité par un détonateur normal et se comporte ensuite lui-même comme le prolongement du détonateur ; l'onde explosive se propage le long du cordeau à une vitesse de 6.000 m par seconde et est capable de faire détoner toute cartouche d'explosif avec laquelle il est en contact. Il résiste bien à l'eau et a été essayé avec succès sous des pressions allant jusqu'à 350 kg/cm². Il est cependant à craindre que l'humidité ne s'infilte le long de l'âme d'explosif à partir de l'extrémité mise à nu et il faut prendre des précautions pour éviter cet inconvénient. Le Cordtex standard présente un faible risque de faire exploser un mélange de grisou et d'air quand il est suspendu librement dans un tel mélange, mais il existe actuellement un type modifié qui ne présente plus de risque. Néanmoins, il faut encore demander une dérogation à l'Inspection des Mines pour utiliser ce type de cordeau.

Tubes d'infusion.

Il existe deux types de joints d'étanchéité pour les tubes d'infusion. L'étanchéité peut être obtenue, soit automatiquement par la pression de l'eau, soit par la manœuvre d'un levier ou d'un volant.

Les tubes doivent être robustes pour ne pas être endommagés au moment du tir.

Travaux expérimentaux.

On a procédé à trois catégories d'essais :

- 1) dans du charbon havé ;
- 2) dans du charbon massif, par trous de flanquement ;
- 3) dans du charbon massif par de longs trous de mine
 - a) dans des couches de pente normale
 - b) dans des couches à très forte inclinaison.

Tir dans du charbon havé.

Ce procédé a été essayé pour la première fois dans une mine du Derbyshire et il a permis d'obtenir une production régulière pendant plusieurs années.

La couche en question est constituée d'un charbon dur d'environ 1 m de puissance, havée au mur sur une profondeur de 1,80 m. Des trous de mine sont forés à environ 0,40 m du toit et distants de 3,60 m. Le front de taille est à peu près perpendiculaire au plan de clivage et les trous de mine sont obliques au front et font avec lui un angle d'environ 60° (fig. 1). Dans ce cas, on utilise 0,450 kg

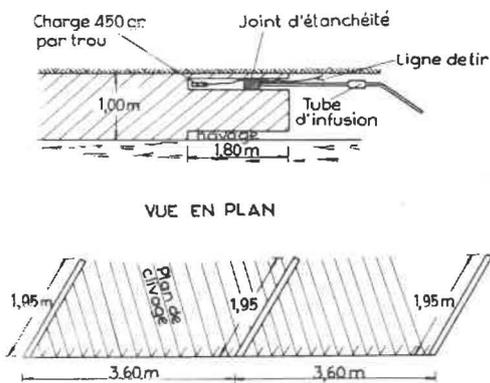


Fig. 1. — Tir dans du charbon préhavé au mur.

d'explosif par trou et de 32 à 55 litres d'eau, sous une pression de 15 à 23 kg par cm².

Le boute-feu et l'ouvrier chargé de l'infusion d'eau sont capables de tirer le nombre usuel de coups par heure et l'on n'a pas éprouvé d'ennuis du fait de l'éjection du tube d'infusion hors des trous de mine au moment du tir.

Dans ces conditions, on a constaté que le tir sous pression d'eau était plus efficace que le tir ordinaire à sec. Le charbon est bien abattu jusqu'à l'extrémité de la saignée et il ne reste que peu de mines supplémentaires à tirer au poste de chargement du charbon.

Les poussières sont mieux abattues et la granulométrie du charbon obtenu est meilleure.

Tir dans le charbon massif à l'aide de coups de flanquement.

C'est ce procédé d'infusion pulsée qui présente les plus grands avantages et qui est le plus largement appliqué.

La méthode générale consiste à forer les trous de mine sous un angle approprié par rapport au front de taille, en général de l'ordre de 40 à 45°, et d'une longueur telle qu'elle donne l'avancement normal unitaire du front de taille. Pour obtenir un bon résultat, il faut partir d'une face dégagée. Quand elle n'existe pas naturellement, on peut la réaliser en

havant au mur sur une courte section et en tirant ces quelques mètres d'abord. On peut encore obtenir une face dégagée en forant les premiers trous sous des angles plus faibles, mais croissants, par rapport au front de taille (fig. 2).

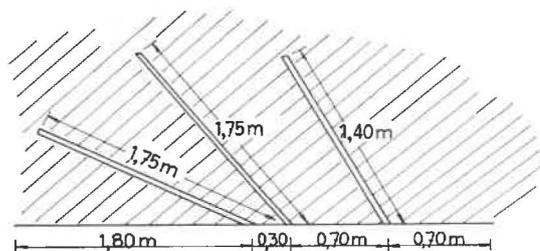


Fig. 2. — Etablissement d'une face libre dans un front de taille ou de voie par trous obliques d'inclinaison croissante.

La position des trous de mine par rapport au toit et au mur ne peut être déterminée que par des essais, dans chaque cas particulier, et, si la couche dépasse une certaine puissance, on peut être amené à forer des trous à deux niveaux. La figure 3 mon-

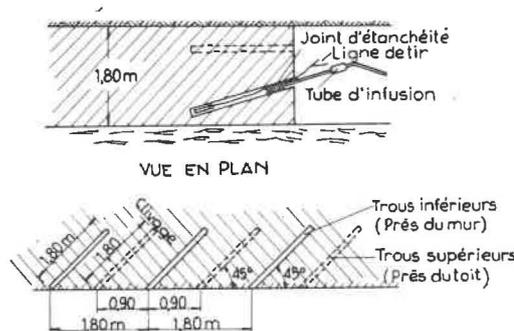


Fig. 3. — Abatage de charbon massif (non havé) par trous de flanquement
charges prévues : 450 g dans les trous inférieurs
900 g dans les trous supérieurs

trer la disposition des trous dans une couche de 1,80 m de puissance. Dans ce cas, le charbon a été rendu apte au chargement manuel avec un rendement élevé par ouvrier et par poste sans recourir à l'emploi d'une haveuse. Les difficultés dues aux poussières, aux affaissements de toit et au dégagement de gaz ont été éliminées.

Dans plusieurs mines, cette application de l'infusion pulsée est utilisée avec succès à la préparation des niches dans les tailles équipées d'engins d'abatage mécanique. Ce procédé supprime l'utilisation des haveuses pour la préparation de ces niches.

Dans tous les cas où l'on se sert de trous de flanquement, il est absolument essentiel que les trous de mine soient forés avec précision par rapport au front de taille et soient par conséquent parallèles les uns aux autres. Pour obtenir ce résultat, il faut donner aux foreurs un modèle de gabarit simple.

Tir en massif par longs trous de mine parallèles au front.

L'idée de remplacer un grand nombre de trous de mine à peu près perpendiculaires au front de taille par un seul trou foré en avant et parallèle à ce front est, dans certains cas, très séduisante. C'est principalement dans les exploitations rabattantes que le procédé peut être le plus aisément appliqué.

Pratiquement, c'est le forage qui donne lieu aux difficultés les plus grandes. Il est essentiel que les trous soient exactement parallèles au front de taille et soient maintenus à égale distance du toit et du mur : or, le toit et le mur eux-mêmes peuvent onduler légèrement. Plusieurs types de perforatrices sont actuellement au point et donnent une précision suffisante (fig. 4).

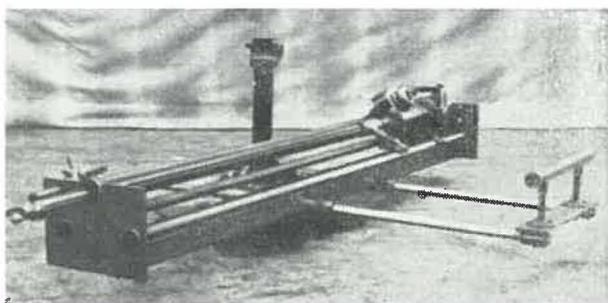


Fig. 4. — Châssis supportant une foreuse pour longs trous de mine. On remarque à l'avant les tubes télescopiques supportant la lunette et au centre le vérin vertical de calage.

Le plus long trou foré jusqu'à ce jour a atteint une longueur de 46 m environ.

Cette méthode n'est donc applicable que dans des tailles dont la longueur est déjà limitée pour d'autres raisons, aussi longtemps que l'on ne dispose pas d'une technique capable de forer des trous plus longs avec précision. La figure 5 montre la disposition utilisée avec succès à la mine Bowburn.

Dans les trous de mine de ce genre, on utilise des charges espacées et on relie les cartouches d'explosifs les unes aux autres par un cordeau détonant « Cordtex » lié à chacune des cartouches. Il est alors indispensable de faire des essais pour déterminer la charge correcte à adopter. Il faut pour cela travailler avec soin car les limites sont très petites entre un coup de mine insuffisamment chargé et un qui l'est exagérément. Quand la charge exacte est bien déterminée et à condition de maintenir la régularité du forage, il est préférable de préparer la charge au jour et de la descendre dans un coffre spécial.

Procédé utilisé pour le chargement du trou.

Tout d'abord, une longueur de forte ficelle est enfilée dans le trou, en la tirant, soit au moyen des tiges de forage, soit avec des tiges en bois assemblées. On attache alors à la ficelle le cordeau Cordtex et la charge complète de cartouches qui lui est fixée, puis on la tire dans le trou. Cette charge est en général introduite par l'extrémité qui sera obturée par le tube d'infusion d'eau; de cette façon la cartouche amorce et le tube d'infusion sont situés à la même extrémité du trou. Quand la dernière cartouche d'explosif est sur le point de pénétrer dans le trou, on introduit un détonateur électrique sous-marin spécial et on fait un demi nœud autour de la charge et du Cordtex avec les fils conducteurs (fig. 6). On continue alors à tirer la charge pour l'amener à sa position finale de sorte que la cartouche amorce se trouve à environ 0,90 m à 1,20 m de l'orifice du trou et que la première cartouche soit à une distance analogue de l'autre extrémité. Ensuite, on introduit le tube d'infusion à l'extrémité où se fait la mise à feu du coup. On relie ce tube à la conduite d'eau sous pression, tandis que l'on bouche l'extrémité opposée du trou. Ce bouchon est réalisé par un joint de caoutchouc dilaté par vissage manuel.

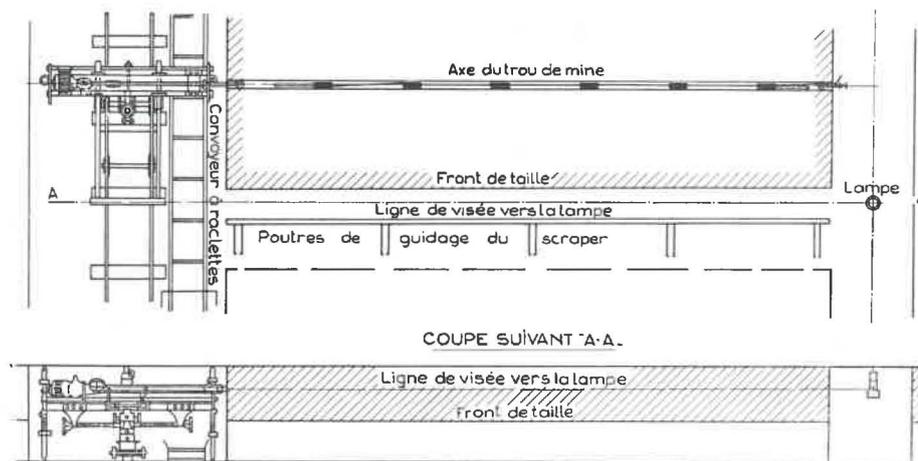


Fig. 5. — Schéma d'un chantier où l'on pratique l'abatage par longs trous de mine parallèles au front.

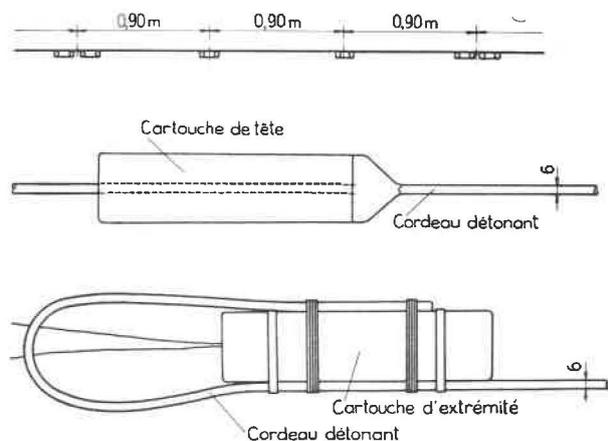


Fig. 6. — En haut : répartition des cartouches le long du cordeau détonant. — Au centre et en bas : mode de fixation de la première et de la dernière cartouche au cordeau détonant. La dernière cartouche contient le détonateur.

Le joint d'infusion est placé entre 30 à 45 cm de l'orifice du trou. On admet l'eau jusqu'à une pression légèrement inférieure à celle qui a été utilisée lors de l'injection préalable et on tire le coup de mine, tout en maintenant la pression.

La méthode de l'infusion d'eau pulsée par longs trous, dans des couches dont la puissance et la pente sont normales, peut difficilement rivaliser avec d'autres méthodes au point de vue économique, cependant il y a au moins deux groupes de cas où elle paraît présenter des avantages considérables et justifier la continuation des essais.

1) Dans le but d'exploiter des couches minces sans homme, on utilise des scrapers-rabots à câble sans contreguidage. Ce procédé est difficilement applicable dans les charbons durs. Le tir par longs trous de mine parallèles au front, forés à partir des galeries, a permis d'ameublir suffisamment le charbon pour appliquer le rabotage. Des résultats intéressants ont été obtenus par ce procédé dans une couche de 0,30 m dans le Durham (1).

(1) Voir description détaillée de cette méthode employée à la mine « Bowburn » dans Bulletin Technique « Mines » Nichar n° 58 - décembre 1957, p. 1182/1190.

2) Dans les couches pentées, on fore également d'un niveau à l'autre des trous de mine parallèles au front et le charbon abattu est directement chargé au niveau inférieur.

Influsion pulsée avec détonateurs à retard.

L'emploi du tir à infusion pulsée dans le charbon massif pour le creusement de niches dans des tailles équipées de chargeuses mécaniques s'est révélé très avantageux, car il supprime l'emploi de machines coûteuses telles que les haveuses pour ce travail sur de courts fronts de taille. Il évite également le danger que comporte le déplacement du soutènement pour le ripage et le retournement de la haveuse.

Au début, l'emploi de l'infusion pulsée pour ce genre de travail ne permettait que le tir coup par coup, ce qui était un inconvénient. Par autorisation spéciale de l'Inspecteur en Chef des Mines, on tire actuellement dans quelques mines avec des détonateurs à court retard.

Dans ce cas, il faut avoir un tube d'infusion et un tuyau souple de raccord pour chacun des trous de la volée à tirer; les tuyaux sont reliés à une source commune d'alimentation en eau. Chaque tuyau contient un clapet de façon à pouvoir isoler chacun des trous successivement et vérifier que l'infusion est faite correctement.

Conclusion.

Depuis que cette méthode a été introduite il y a 5 ans, elle s'est développée progressivement et environ 150 mines l'utilisent maintenant sous l'une ou l'autre forme. Son principal emploi est l'établissement des niches dans les tailles équipées d'engins d'abatage et de chargement mécaniques. Cependant, le procédé est aussi utilisé dans plusieurs tailles « longwall » pour la réalisation intégrale de l'abatage.

Tous les avantages escomptés ont été obtenus et cette méthode a, jusqu'à présent, complètement supprimé tous les accidents dus au tir.

Abatteuse-chargeuse Anderton et soutènement marchant Seaman-Gullick dans le 9^e District Sud, dans la couche « Silkstone » à la mine « Cortonwood »

par C. RUDGE

Ingénieur du Service Mécanique Area n° 3, Division Nord-Est du National Coal Board.

Généralités.

La mine Cortonwood est située dans le comté d'York et est située à mi-chemin entre Rotherham et Barnsley sur la route A 633.

La mine comprend deux puits : le puits n° 1 de 6,10 m de diamètre, et le puits n° 2 de 4,50 m de diamètre utile.

Ils ont été foncés en 1873 jusqu'à la couche « Barnsley » à 192 m de profondeur. En 1908, ils

ont été tous deux approfondis jusqu'au niveau de 250 m pour atteindre la veine « Parkgate ». L'exploitation de la veine « Silkstone » a débuté en partant du niveau de Parkgate et, après épuisement de celle-ci en 1926, on a approfondi le puits n° 2 de 82 m jusqu'à la veine Silkstone.

Actuellement, la production nette journalière du siège qui est de 2350 t vient de deux veines :

- a) la veine Silkstone qui donne 1100 t extraites par le puits n° 2
- b) la veine Haigh Moor qui donne 1250 t extraites par le puits n° 1.

Il y a actuellement 5 tailles ouvertes dans la veine Silkstone dont une est entièrement mécanisée, tandis que les 4 autres sont exploitées par le procédé classique, c'est-à-dire que le charbon est havé et miné sur une profondeur de 1,50 m, puis chargé à la main sur un convoyeur à bande à brin inférieur porteur de 500 mm de largeur.

Situation du chantier visité.

Le chantier visité est la 9^{me} taille sud qui progresse vers le sud-est en alignement avec le 1^{er} niveau sud (voie d'évacuation principale). Il est situé à 535 m de profondeur. Ce chantier est une unité simple de 170 m de longueur avec respectivement une voie d'accès à chacune des extrémités. La puissance de la veine est de 94 cm, y compris une pe-

tite intercalation stérile de 2,5 cm située à 12,5 cm du mur. La pente est de 1/15 à partir de la voie principale.

Le toit est assez dur, tandis que le mur est plutôt tendre.

Le front de taille est orienté « on end », c'est-à-dire perpendiculairement aux clivages (2).

Le charbon comporte environ 35 % de matières volatiles avec seulement 1,6 % d'humidité et 3,8 % de cendres.

Cette taille a démarré le 6 mai 1958 et avait progressé d'environ 92 m à la fin du mois d'août. Elle doit encore avancer de 622 m avant d'atteindre la limite de concession et on considère qu'elle l'atteindra en mars 1960. On s'attend à ce que la taille rencontre prochainement un fond de bassin où la puissance de la veine doit augmenter de 7,5 à 10 cm.

(2) Raisons de travailler on « end » ou on « Bord ».

La première machine Anderton a travaillé dans une taille dont le front était orienté parallèlement aux clivages dans une veine dont l'ouverture variait de 1,20 m à 1,40 m. Avec un tambour de 1,02 de diamètre, il restait un sillon d'une certaine épaisseur qui tombait en gros blocs parfois seulement après le passage de la machine en course de retour. Ce charbon devait être nettoyé pour pouvoir ripper le convoyeur. De même, du fait du parallélisme entre le front et les clivages, il se détachait parfois du front des gros blocs de charbon qui entravaient la marche normale de la machine.

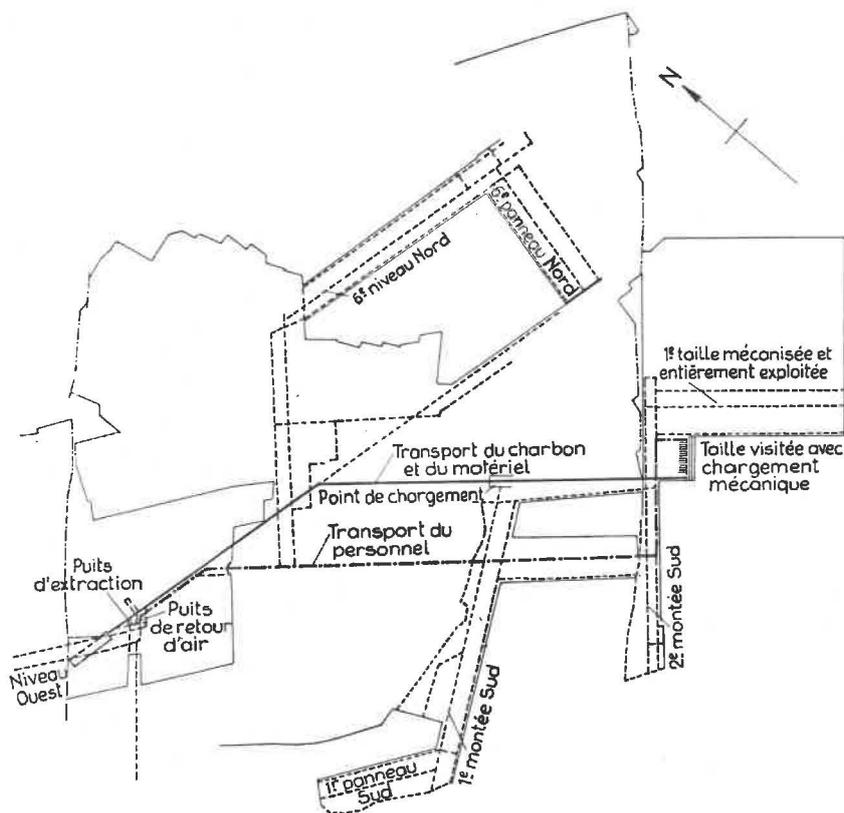


Fig. 1.

Plan schématique situant le chantier visité par rapport au puits d'extraction.

Transport du charbon.

Le charbon est transporté dans la voie de pied par un convoyeur à courroie British Jeffrey Diamond de 750 mm de largeur, actionné par un moteur de 30 ch.

Là, le charbon est repris par un convoyeur Sutcliffe de 750 mm de largeur, également commandé par un moteur de 40 ch. Ce convoyeur reçoit le charbon d'un autre quartier. Au point de chargement en berlines, la trémie est complètement fermée et équipée de dispositifs d'arrosage pour abattre les poussières. Les berlines ont une capacité de 0,630 t et sont amenées au puits par deux trainages par câble actionnés respectivement par des moteurs de 75 et de 150 ch. La cage est équipée de 2 paliers à 2 berlines chacun.

Transport du personnel et du matériel.

Le personnel est transporté dans des voitures spéciales jusqu'à 1600 m du puits par un trainage par câbles. Ces voitures peuvent transporter 96 hommes à la vitesse de 9,7 à 13 km/h. Ce transport et ces galeries ne servent qu'à cela. Le matériel vient par l'entrée d'air, par les galeries qui servent au transport du charbon, et un raillage est installé à côté des convoyeurs à courroies. Quand le matériel doit atteindre la voie de tête du chantier, il passe de l'entrée d'air dans le retour d'air par des portes de ventilation placées à l'entrée du 9^e district.

Historique.

Au début de 1956, il fut décidé de faire des essais de chargement mécanique à cette mine dans la veine Silkstone. On choisit alors le 7^e district voisin du 9^e qui a fait l'objet de la visite. Par suite de difficultés, on ne put utiliser pour ces essais qu'un front de taille de 110 m. Ils eurent lieu dans une unité double qui comportait :

- à gauche, un front de 67 m exploité par la méthode habituelle (havage, minage, chargement manuel sur une bande à brin inférieur porteur),
- à droite, un front de 110 m équipé d'un convoyeur blindé de 17,8 cm de hauteur et d'une abatteuse-chargeuse Anderton.

Le tambour de cette machine avait 91,5 cm de diamètre et 68 cm de largeur. Il enlevait le charbon sur toute la puissance de la couche. La machine se halait le long d'un câble tendu entre les deux extrémités de la taille. Le ripage du convoyeur était assuré par des cricks mécaniques prenant appui sur les étaçons.

Par suite du mur tendre de la veine, on adopta pour le soutènement des portiques avec semelles au mur.

Ces portiques sont constitués d'une semelle formée d'un solide profil ondulé portant deux pots

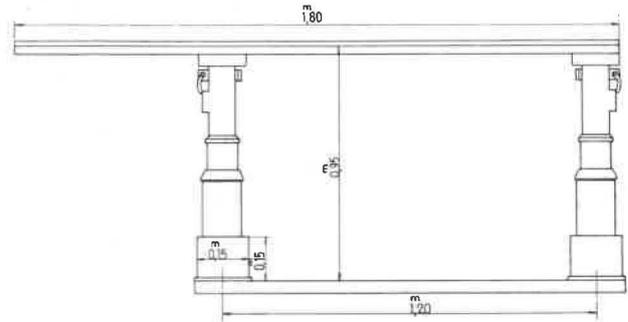


Fig. 2. — Portique constitué de 2 étaçons hydrauliques Dowty, d'une forte semelle avec pots pour supporter les étaçons et d'une bèle en profil ondulé.

tubulaires soudés de 15 cm de diamètre et 15 cm de profondeur (fig. 2). Ces pots servent de logement à deux étaçons hydrauliques Dowty, ils sont distants de 1,20 m. Les extrémités de la semelle sont relevées en forme de patins pour faciliter le glissement sur le mur. La bèle, en profil ondulé plus léger, a 1,80 m de longueur et porte également deux boîtes soudées à 1,20 m de centre à centre pour servir d'appui aux têtes des étaçons. La bèle présente un porte-à-faux de 0,60 m.

Les portiques étaient placés le long du front à 1,1 m d'axe en axe. La ligne de cassure était renforcée par des étaçons Dowty. Le soutènement était déplacé après l'enlèvement de chaque tranche.

Pour maintenir autant que possible l'alignement des deux fronts de la double unité, l'avancement de la taille mécanisée était limité à 2 tranches par poste avec une fois par semaine 3 tranches en 1 poste.

Pendant toute la durée de vie du chantier, les conditions restèrent bonnes et le système de soutènement s'avéra favorable.

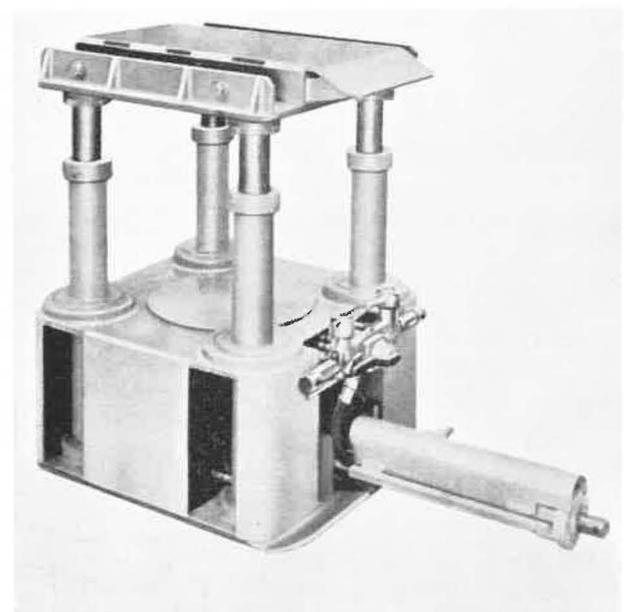


Fig. 3. — Pile Seaman-Gullick.

Pendant ce temps, des essais avec soutènement marchant avaient donné de bons résultats dans plusieurs bassins anglais et permettaient d'envisager leur emploi avec succès dans certaines conditions. On décida l'achat de 101 piles Gullick qui furent placées dans le chantier mécanisé du 7^e district en septembre 1957. L'ensemble de l'équipement a fonctionné à la grande satisfaction de tous jusqu'à la limite d'exploitation du quartier (fig. 3). La convergence a été fortement réduite lors du remplacement des portiques par les piles marchantes.

Entretemps, la préparation du 9^e district en remplacement du 7^e se poursuivait, mais on avait dé-

que paire est avancée, tandis que l'autre soutient l'ancienne allée jusqu'au moment où le remblai est achevé (le remblai est édifié avec les pierres du bossement de la galerie).

Dans la taille, le vide entre les piles n'est que de 0,30 m et, devant les murs de remblai, il est de 0,60 m. Dans cet intervalle, on place des portiques portés par deux étançons hydrauliques qui demeurent jusqu'après achèvement du mur de remblai (la bête a 1,80 m de longueur).

Entre les piles et le convoyeur, il reste un passage de 46 cm pour faciliter la circulation le long du front.

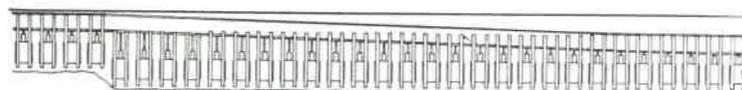
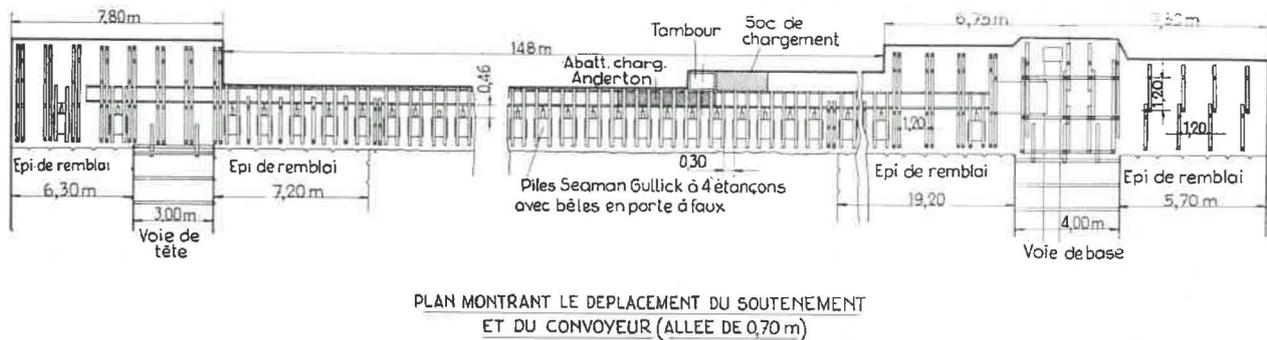


Fig. 4. — Schéma général de la taille avec le soutènement des niches dans la veine Silkstone à la mine « Cortonwood ».

cidé de prendre une taille unique de 170 m de longueur. Il fallait donc compléter l'équipement par 64 piles supplémentaires qui furent directement installées dans le nouveau chantier.

A l'arrêt du 7^e district le 30 avril 1958, les piles furent transportées dans le 9^e et ce chantier était prêt à démarrer le 6 mai.

Le reste de l'équipement du 7^e district fut envoyé à l'atelier central pour révision.

Architecture du soutènement dans le 9^e district.

La taille a 170 m de longueur et comprend deux niches, l'une en tête et l'autre au pied qui ont respectivement 7,3 m et 14,6 m de longueur. La longueur de la niche de pied est plus grande parce qu'elle comprend la largeur de la galerie et une basse-taille de 3 m pour l'édification d'un mur de remblai.

La machine d'abatage circule sur un front de 148 m équipé de soutènement marchant. Trois piles sont de plus utilisées comme pousseurs pour faciliter le déplacement de la station de retour du convoyeur (2 piles) et de la tête motrice (1 pile).

Les niches sont soutenues par des longues bêtes jumelées, soutenues chacune par 4 étançons (fig. 4). Lors de la progression, une bête seulement de cha-

Détails sur la pile Seaman-Gullick.

La pile est constituée de 4 étançons placés sur un socle carré portant 4 pots tubulaires et 4 colliers en caoutchouc qui maintiennent les étançons perpendiculaires à la base du socle (fig. 5). Ces colliers en caoutchouc ont pour principale fonction de permettre l'application des efforts excentrés sans causer de dommage matériel. La plaque de base suit les

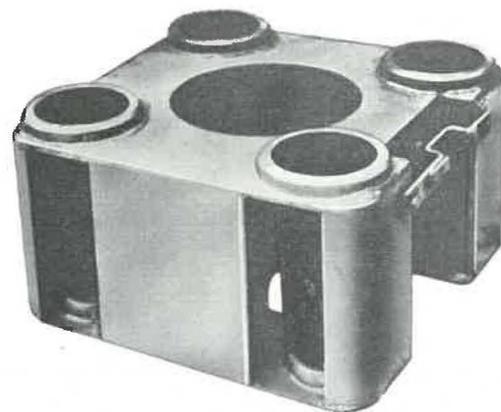


Fig. 5. — Socle de la pile Seaman-Gullick.

mouvements du mur qui peut ne pas être parallèle au toit et, dans ce cas, les colliers de caoutchouc donnent la souplesse voulue aux étançons pour sui-

vre ces mouvements. Le bâti est construit par la « Butterley Company ».

Au toit, les têtes des 4 étançons sont coiffées d'une large plaque qui a la même surface que la base et qui présente deux gouttières à l'aplomb des étançons (fig. 6). Ces gouttières servent d'appui à de longues bèles qui assurent le soutènement du toit en porte-à-faux en avant de la pile.



Fig. 6. — Chapeau de la pile avec les gouttières qui servent de logement aux bèles.

Les bèles sont des poutrelles en acier de 2,30 m de longueur et de 9×9 cm de largeur et de hauteur. Des plats en acier de 1 cm d'épaisseur sont soudés de part et d'autre des ailes pour former un profil caisson et renforcer la poutrelle. Chaque bèle est attachée au chapeau de la pile par deux forts boulons. Les poutrelles sont forées en plusieurs endroits, ce qui permet un porte-à-faux variable vers le remblai de 23 cm, 30,5 cm et 58 cm. Ce porte-à-faux vers l'arrière est prévu dans l'intention d'éviter que la cassure du toit ne se produise au-dessus de la pile.

Les bèles sont réversibles, il est donc possible, quand l'une d'elles est déformée, de la retourner et de la redresser.

La hauteur minimum de la pile est de 61 cm, ce qui donné avec la bèle un minimum d'ouverture de la couche de 70 cm. La hauteur maximum est de 98 cm.

Cylindres.

Toutes les piles sont équipées d'un cylindre hydraulique horizontal à double effet pour pousser le convoyeur et avancer la pile.

Les cylindres ont une course de 68 cm. Ils sont fixés à la plaque de base de la pile par une pièce

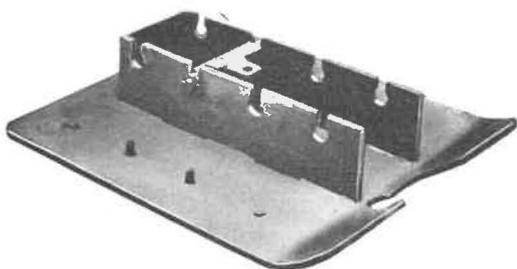


Fig. 7. — Dispositif de fixation des cylindres pousseurs à la plaque de base de la pile.

articulée maintenue par goupille (fig. 7). Cette pièce peut occuper quatre positions, ce qui permet de faire varier la distance libre entre l'avant de la pile et le convoyeur. L'articulation donne au cylindre la mobilité voulue pour éviter les déformations de la tige du piston comme on l'avait constaté auparavant en cas de liaison fixe.

Canalisations de fluide sous pression.

Le fluide est pompé à partir de la voie dans un flexible armé de 1/2 pouce de diamètre, qui résiste à une pression maximum de 230 kg/cm^2 . Un T est prévu devant chaque pile. Un deuxième flexible de 1 pouce de diamètre reprend le fluide qui s'échappe des piles et le ramène à un réservoir situé près de la pompe.

Ce flexible a un diamètre double de l'autre et est capable de résister à une pression maximum de 70 kg/cm^2 .

Pompes.

L'installation comporte deux pompes à piston « Evans », une dans chaque galerie, ce qui permet d'éviter une perte de charge trop grande.

Ces pompes sont commandées par un moteur de 15 ch et ont un débit de 27,5 litres d'eau par minute à une pression de 70 kg/cm^2 . Il est important d'utiliser une eau qui donne une émulsion stable par addition de 2 % d'huile soluble. Il est prévu, dans chacune des galeries, un réservoir de 450 litres d'émulsion et une vanne est placée au centre de la taille pour isoler les circuits.

Caractéristiques de la pile.

La charge de pose des piles est de 11,2 tonnes. La pile peut supporter 120 t avant de coulisser. L'affaïssement élastique des pièces, quand la charge passe de 11 à 120 t, n'est que de 0,6 à 1,3 cm. Les étançons ont un déploiement minimum de 15,3 cm pour s'adapter aux ondulations des épontes et absorber la convergence.

Les circuits des paires d'étançons avant et arrière sont indépendants. Les soupapes de décharge interviennent quand la charge sur une des paires dépasse 60 t.

Charge maximum sur la pile	120 t
Charge maximum sur chaque étançon	30 t
Pression nécessaire pour la mise en serrage	70 kg/cm^2
Charge de pose sur la pile	11,2 t
Surface de la base de la pile	$0,45 \text{ m}^2$
Course du piston	70 cm
Effort exercé par le piston pour riper le convoyeur	2850 kg
Effort exercé par le piston pour avancer la pile	1930 kg

Détails sur l'équipement du chantier.

Abatteuse-chargeuse Anderton de la British Jeffrey Diamond.

La machine est équipée d'une transmission « Magnamatique » sur le dispositif de halage (voir Annexe 1 pour détails complémentaires sur cette transmission). Le tambour a 102 cm de diamètre, 68 cm de largeur (fig. 8). Dans la course active, la machine se déplace à une vitesse moyenne de 2,7 m/min, tandis que la vitesse maximum est de

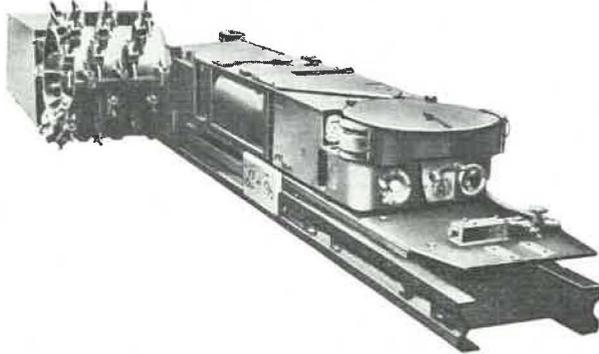


Fig. 8. — Abatteuse-chargeuse Anderton de la firme « British Jeffrey Diamond ».

7,6 m/min. Le sens de rotation du tambour est inverse de celui des aiguilles d'une montre, ce qui diminue le dégagement de poussières et facilite le contrôle de la machine. Le tambour coupe un sillon de mur de 7,5 à 10 cm d'épaisseur pour maintenir une ouverture suffisante pour les piles, car on s'attend à entrer avec la taille dans une zone où la veine sera plus puissante (pour détails complémentaires sur le tambour d'arrachage et les pics, voir Annexe 2).

La machine est montée sur une plaque de base pourvue de deux plats verticaux qui enserrant le

conveyeur et assurent le guidage. Elle se hale elle-même sur un câble tendu d'un bout à l'autre de la taille. Le câble décrit 2 tours sur le tambour parabolique du treuil. Il doit être correctement tendu et à cet effet on emploie deux petits treuils identiques à chaque extrémité de la taille. Ceci facilite et accélère le remplacement du câble de halage. Sa charge de rupture est de 14,5 t. La transmission magnamatique est décrite en détail en annexe.

Conveyeur de taille.

Le conveyeur blindé est du type Westphalia PF 1. Il a 165 m de longueur et est commandé par 2 moteurs de 45 ch placés à chaque extrémité. L'accouplement est hydraulique du type Vulcan Sinclair. La chaîne est constituée de maillons de 18 mm de diamètre. Les moteurs tournent à 1500 tr/min. Ils ont un couple de démarrage élevé égal à 2 1/2 fois celui de la pleine charge. Le moteur prend 3 secondes pour atteindre sa vitesse normale.

Conveyeur de voie.

a) Conveyeur répartiteur.

En vue de réduire la quantité de fines reprises par le brin de retour de la chaîne du panzer, il y a lieu de prévoir une hauteur de chute suffisante au point de déversement du conveyeur de taille sur le conveyeur de voie. Etant donné l'ouverture réduite de la veine, on peut obtenir cette hauteur, soit en prenant un bosseyement dans le mur, soit en utilisant une bande à brin inférieur porteur comme conveyeur de répartition. Le mur étant de bonne qualité, le choix s'est porté sur la bande à brin inférieur porteur, mais avec déversement supérieur et passage latéral du brin de retour après retournement de 180° (fig. 9).



Fig. 9. — Conveyeur à brin inférieur porteur avec déversement supérieur et retournement de 180° du brin de retour par passage latéral.

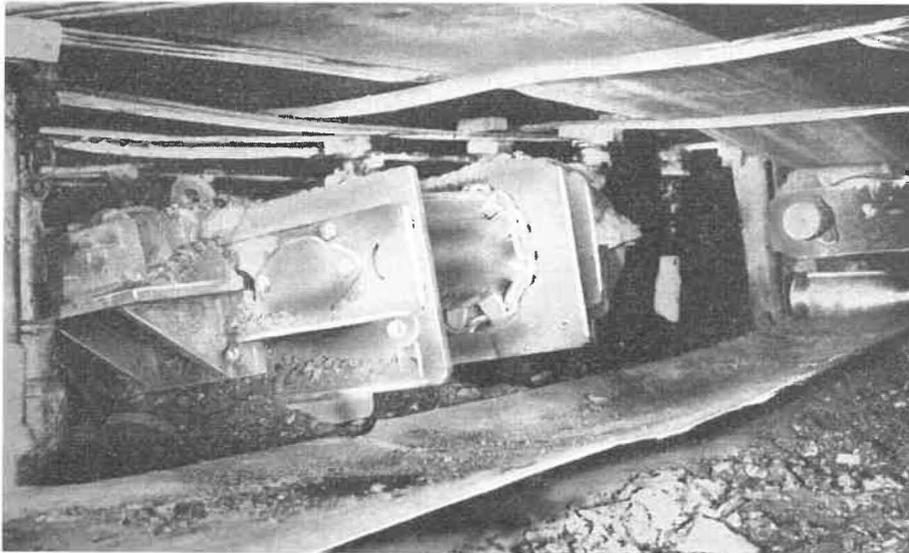


Fig. 10. — Poulie de retour du convoyeur à brin inférieur porteur et point de transfert du panzer sur la bande.

Le principe de ce convoyeur est de combiner à la fois les avantages du convoyeur à brin inférieur glissant sur le mur avec passage supérieur sur la poulie de renvoi au point de transfert comme un convoyeur à brin supérieur porteur.

1) La courroie circule sur le mur, ce qui donne le maximum de hauteur disponible au pied de taille sans entamer le mur (fig. 10).

2) Ce convoyeur de répartition est facile à installer et à allonger.

3) Les frais de premier établissement et de service sont réduits.

Le brin inférieur chargé est amené sur le tambour de déversement de la tête motrice. Le brin vide passe alors dans les tambours moteurs de la tête motrice et sort sous le moteur (placé sous l'infrastructure).

Ce brin est alors amené latéralement et retourné de 180° pour revenir au niveau du toit de la couche au-dessus du brin chargé.

En face du point de chute du panzer, la courroie passe au niveau du toit et arrive ainsi sur la poulie de renvoi.

Ce convoyeur demande un minimum de personnel pour son allongement qui peut se faire journalièrement. Le convoyeur principal de la voie est allongé une fois par semaine.

b) Convoyeur principal.

Le convoyeur principal est un British Jeffrey Diamond de 760 mm de largeur, actionné par un moteur de 30 ch. Les batteries de rouleaux intermédiaires sont distantes de 1,4 m et les rouleaux inférieurs de 2,80 m. Le brin de retour est protégé par une tôle plate sur toute sa longueur.

L'infrastructure du convoyeur est suspendue aux cadres de revêtement de la galerie au moyen de

câbles équipés chacun d'un dispositif simple de tension pour faciliter les remises en alignement. Le nettoyage et la surveillance de ce convoyeur sont très aisés. La courroie est en plastique ininflammable, elle comporte 5 plis. Les points de chute entre deux convoyeurs en série sont équipés d'une trémie entièrement renfermée dans laquelle on a placé un dispositif de pulvérisation d'eau.

Sous le point de chute, les rouleaux porteurs du convoyeur suivant sont recouverts de caoutchouc pour amortir la chute des blocs et éviter des coupures dans la bande.

Equipement électrique.

Le 9^e district est alimenté par un transformateur de 200 kVA G.E.C. de 3.500 à 565 V. Le disjoncteur est à huile du type G.E.C. FH₂. Le système est à neutre isolé et équipé d'un dispositif de contrôle de mise à la terre.

Un câble de 60 mm², à 3 conducteurs sans terre, alimente successivement les contacteurs suivants :

	Le convoyeur de voie	30 ch
Groupe de 4 contacteurs	Le convoyeur de la niche	5 ch
	Le convoyeur de répartition	15 ch
	La pompe pour le soutènement hydraulique	15 ch
	Le treuil Pikrose pour le remblayage par scraper	35 ch
Groupe de 4 contacteurs	L'abatteuse-chargeuse Anderton	75 ch
	La haveuse de la niche	50 ch
	Le moteur inférieur du panzer	45 ch
	Le moteur supérieur du panzer	45 ch

L'abatteuse-chargeuse est équipée d'une manette qui permet d'arrêter instantanément le panzer et celui-ci ne peut être remis en marche que lorsque la manette est remise dans la position de fonctionnement.

Le panneau de contrôle de la voie de tête comprend seulement un interrupteur de commande de la pompe hydraulique (15 ch) et un autre pour la commande de la haveuse pour la niche quand c'est nécessaire. Le câble alimentant ce panneau a une section de 40 mm².

En taille, il y a 2 câbles souples :

1) un câble alimentant l'abatteuse-chargeuse comprend 3 conducteurs de force, 1 fil de terre et 1 fil pilote. C'est un câble souple de 20 mm² en polychloroprène ;

2) un petit câble souple de 3 mm² de section pour le contrôle à distance des moteurs du convoyeur.

La ligne de signalisation avec interrupteurs pour arrêter le panzer est du type Davis. C'est un interrupteur à main qui reste ouvert aussi longtemps qu'il n'a pas été refermé intentionnellement.

Personnel.

Le personnel du chantier comprend :

- 1 conducteur de l'abatteuse-chargeuse
- 1 homme pour surveiller le câble souple
- 4 hommes pour le ripage du convoyeur
 - l'avancement du soutènement
 - le nettoyage éventuel du charbon côté front
- 5 hommes pour le creusement de la niche au pied de taille
- 4 hommes pour le creusement de la niche en tête de taille
- 3 hommes pour le bosseyement dans le toit de la voie de base avec confection du remblai par scraper
- 2 hommes pour le bosseyement dans le toit de la voie de tête
- 2 hommes pour le havage, forage et minage de la niche du pied de taille. Ce personnel allonge journellement le convoyeur à brin inférieur porteur placé au pied de taille
- 1 homme pour forer et miner dans la niche de la voie de tête (le havage n'était pas nécessaire au moment de la visite).

23 hommes au total.

Organisation des travaux au chantier.

Le travail n'est pas nécessairement cyclique. La machine peut être arrêtée à n'importe quel endroit le long du front. Généralement, on réalise deux coupes par poste et la machine est arrêtée en face de la niche du pied de taille. Le convoyeur est ripé

et le soutènement avancé avant que le personnel ne quitte la taille.

Les bosseyements dans le toit des galeries s'effectuent en arrière des fronts au poste qui suit l'abatage. Le personnel découple la bande à brin inférieur porteur et la replie avant le minage.

Les pierres sont mises au remblai de part et d'autre de la voie à l'aide d'un scraper-pelle actionné par un treuil Piko-se de 35 ch. L'effort de traction sur le câble est de 3,5 t et la capacité du scraper de 0,2 m³. Le remblai est tassé à l'aide du bourroir fixé à l'avant du scraper. Le soutènement de cette allée est déplacé par le personnel, à mesure de la progression de l'épi de remblai.

Au 3^e poste, 2 hommes havent, forent et minent la niche du pied de taille, allongent la courroie de 1,40 m et l'accouplent à l'aplomb du bosseyement.

Front de taille mécanisé.

En arrivant au chantier, le personnel remplace les pics émoussés, vérifie le niveau d'huile du réducteur, s'assure que le câble électrique et le flexible à eau alimentant le dispositif d'arrosage sont en bon état. Un homme suit la machine et surveille le déroulement des deux câbles souples électriques et du flexible à eau.

Les 4 hommes qui avancent le soutènement arrivent au chantier 2 heures après les autres, car ils n'ont rien à faire aussi longtemps que la machine d'abatage n'a pas entamé sa première course de retour (à partir de la tête de taille). En arrivant au chantier, ils préparent le déplacement de la station de retour du convoyeur. Ils veillent à maintenir le convoyeur au niveau voulu pour que le tambour de la machine n'entame pas le toit ou le mur. Ils aident également le personnel de la niche supérieure jusqu'au moment où la machine entreprend sa course de retour pour nettoyer, à l'aide du soc de chargement, l'allée nouvellement abattue.

Les 4 hommes achèvent le nettoyage de l'allée, ripent le convoyeur à une distance suffisante de la machine pour éviter de la coincer et placent un soutènement provisoire là où c'est nécessaire.

En arrivant au pied de taille, le conducteur de la machine et l'homme du câble, aidés du personnel de la niche, déplacent la tête motrice du convoyeur et la machine d'abatage. Entretemps, les 4 hommes remontent la taille devant la machine ; ils déplacent les piles, alignent le convoyeur et le mettent de niveau.

Abatage et soutènement des niches.

Au début du poste d'abatage, le front des niches est toujours 1,40 m en avance sur le front de taille. Le charbon de la nouvelle allée ayant été fragmenté au poste précédent, les hommes commencent directement le chargement. Un petit convoyeur à raclettes

de la British Jeffrey Diamond, de 5,5 m de longueur, est utilisé dans la basse-taille. Il débite également sur la bande à brin inférieur porteur. Le soutènement des niches est assuré par avancement d'une bèle de chacune des paires de bèles prévues à cet effet. Sur la voie de base, ces bèles sont reprises par 3 bèles de 3,70 m de longueur, parallèles au front, qui renforcent le soutènement à ce point critique.

Dans la niche de tête, le charbon est fragmenté par tir de mine avec infusion d'eau pulsée au lieu du havage et du tir habituel. Ce travail est effectué au poste précédant l'abatage comme la niche de pied (pour détails complémentaires sur ce travail, voir Annexe 3).

Coût de l'équipement complet d'une taille.

Equipement Seaman Gullick (complet) (Soutènement marchant)	51.378 £
Convoyeur blindé 170 m	7.000 £
Abatteuse-chargeuse à tambour (Anderton)	3.800 £
Deux treuils de tension du câble de halage	180 £
Petit convoyeur à raclettes B.J.D. pour la basse taille	380 £
Bande à brin inférieur porteur avec retournement du brin supérieur	1.100 £
2 foreuses	126 £
Treuil de scraper pour remblayage et équipement complet	1.260 £
Equipement électrique complet	6.500 £
Haveuse pour la niche	2.200 £
Installation de signalisation	391 £
Soutènement des niches	1.100 £
	55.415 £

Personnel nécessaire pour l'installation du soutènement marchant.

Il est de 210 hommes/poste, soit un coût approximatif de 500 £. Ce personnel comprend les postes dépensés pour le retrait des piles dans le 7^e district et leur installation dans le 9^e.

Frais d'entretien.

Les piles ne nécessitent que peu d'entretien. Il consiste généralement à retourner les bèles et à remplacer un flexible éclaté ou accidentellement éventré.

Le coût a été de 2,4 shillings par pile et de 0,33 pence par tonne de charbon produit.

Frais de salaires.

Les frais de salaires par tonne nette pour ce chantier s'élèvent à 6 sh 9 p = 48 F par tonne

(moyenne pour les 4 semaines se terminant le 26 juillet 1958).

Production et rendement.

La production totale pour ces mêmes semaines s'élève à 5.213 t avec un rendement par homme/poste de 11,43 t.

La comparaison des rendements obtenus dans la veine Silkstone par les différentes méthodes donne :
chargement manuel - soutènement Dowty : 5 t par homme/poste

abatage par Anderton - soutènement par portiques Dowty : 8,9 t

abatage par Anderton - piles marchantes Gullick : 10,5 à 11,5 t par homme/poste.

ANNEXE 1.

LA TRANSMISSION MAGNAMATIQUE (*)

La « magnamatic transmission » est essentiellement un halage hydraulique contrôlé électriquement de façon à adapter automatiquement la vitesse de halage à la dureté du charbon et à faire fonctionner la haveuse au maximum de vitesse admissible, soit au maximum de puissance admissible, l'ancienne commande manuelle étant maintenue en parallèle.

Logée derrière le moteur électrique, à côté du compartiment du sectionneur-inverseur de la haveuse, la « magnamatic transmission » se compose schématiquement d'une pompe principale à huile attaquée à vitesse constante par le moteur électrique de la haveuse et qui débite sur le moteur hydraulique attaquant par une réduction classique la poulie de halage ; une petite pompe auxiliaire à pistons réalise le contrôle automatique (fig. 1).

Le rotor de la pompe principale comprend 2 groupes de 6 cylindres, disposés radialement, contenant chacun un piston de 7/8" de diamètre et dont la course variable peut aller de 0 à 7/8" (fig. 2). Les pistons qui sont entraînés dans le mouvement du rotor réalisent une course variable déterminée par l'excentrement variable d'une bague de guidage extérieure à laquelle leurs têtes de tige sont reliées. Avec la course maximum de 7/8" correspondant à l'excentrement maximum, soit 11 mm, la pompe débite 150 litres par minute à une pression de 70 kg/cm². A ce moment, l'effort de traction sur le câble est de 11 tonnes. Lorsqu'on diminue l'excentrement de la bague de guidage, la course des pistons diminue, ainsi que le volume d'huile débité.

Avec un excentrement nul, la course des pistons est nulle, ainsi que le volume d'huile mis en circulation.

(*) Extrait d'un document des Charbonnages de France, mai 1958.

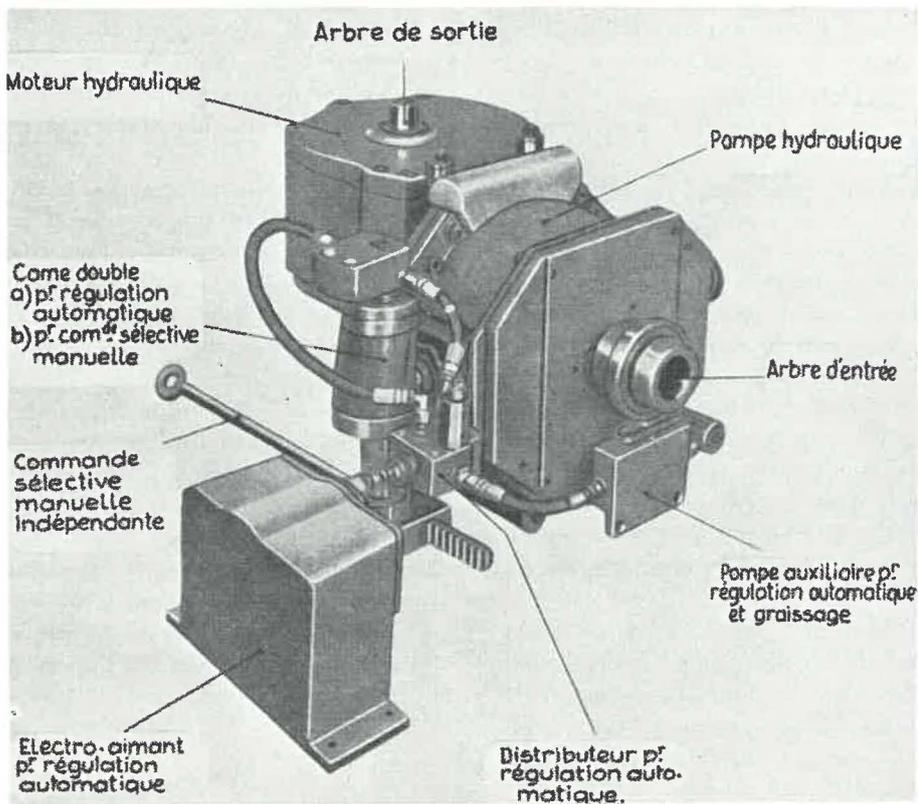


Fig. 1. — Transmission magnétique.

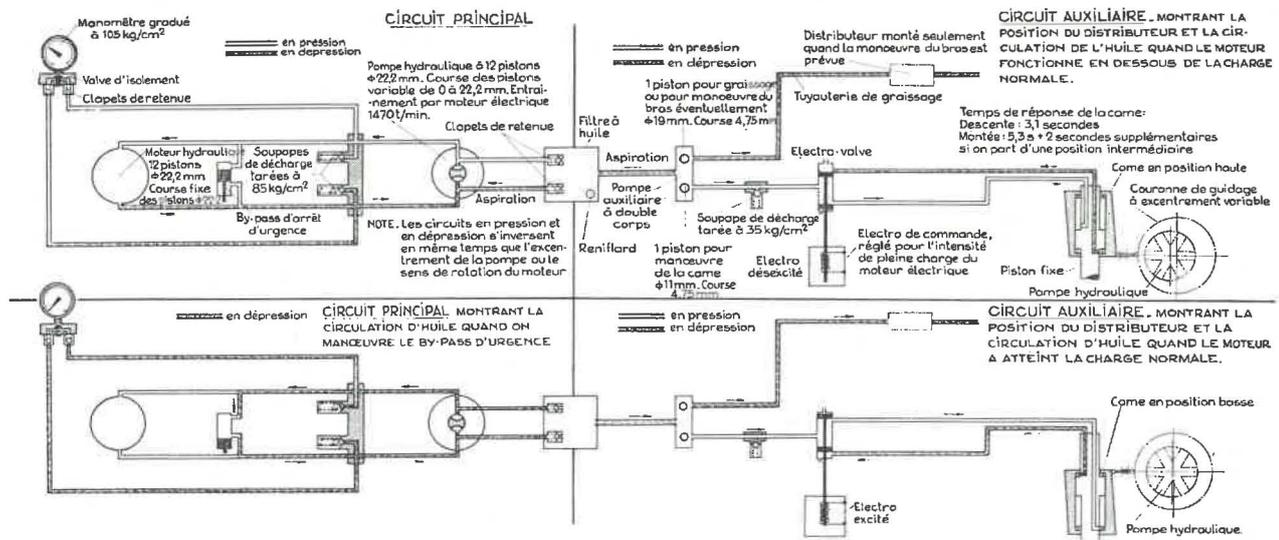


Fig. 2. — Schéma des circuits hydrauliques pour la régulation de la vitesse d'un treuil de halage d'une abatteuse chargeuse ou d'une haveuse.

L'excentrement peut varier de 11 mm de part et d'autre du centre et suivant le sens de l'excentrement, le moteur hydraulique tourne dans un sens ou dans l'autre.

La pompe principale débite sur un moteur hydraulique, attaquant le halage proprement dit, identique à la pompe principale, à l'exception de la bague de guidage extérieure qui, étant fixe, donne aux pistons une course constante. Recevant un débit

variable, le régime de ce moteur est caractérisé par une vitesse variable.

L'excentrement de la bague de guidage de la pompe principale, soit la vitesse variable, est réalisé par une petite pompe auxiliaire directement attaquée par le moteur électrique et qui a pour rôle de fournir l'huile à 35 kg/cm². Cette pompe débite sur l'une ou l'autre face d'un piston dont le cylindre est ménagé à l'intérieur d'une came (C) qui com-

mande mécaniquement, par un poussoir à bille, l'excentrement de la bague de guidage extérieure de la pompe principale (fig. 2 à droite).

La mise sous charge de l'une ou l'autre face du piston est réalisée par une électrovanne placée en série avec le moteur électrique (3). Lorsque la charge de celui-ci dépasse la charge normale, l'excitation de l'électro libère l'alimentation du circuit qui donne sur la face inférieure du piston et fait descendre la came, ce qui a pour effet de diminuer l'excentrement de la bague de guidage de la pompe, soit la vitesse de halage, soit encore la puissance absorbée par le moteur; lorsque cette puissance tombe en dessous de la puissance normale de réglage, l'électrovalve se désexcite, l'huile est de nouveau admise sur la face supérieure du piston, la came remonte, ainsi que l'excentrement, (donc la vitesse) jusqu'à ce que le moteur atteigne de nouveau son régime de pleine charge.

La seconde fonction de la came est de prédéterminer la vitesse maximum de réglage, en modifiant l'excentrement maximum par une action manuelle sur une tirette à crémaillère engrénant avec un pignon solidaire de la came. Cette tirette permet également d'inverser le sens de rotation de la poulie parabolique de halage tout en maintenant la régulation automatique. En effet, comme la came est symétrique, il suffit de la retourner de 180° pour passer de la marche avant à la marche arrière; à la position médiane, le moteur s'arrête. Dans les positions intermédiaires, on peut donc limiter l'excentrement et, par conséquent, la vitesse de translation de la machine.

Le circuit hydraulique de la « magnamatic transmission » comporte évidemment un certain nombre de valves, dont une soupape de décharge fonctionnant en cas de blocage du système, ainsi qu'un by-pass d'urgence, actionné par une tirette et qui court-circuite le circuit d'huile alimentant le moteur. La vanne de sûreté fonctionne quand la pression atteint 85 kg/cm².

Le mécanisme contrôle donc constamment et automatiquement la vitesse de la machine sans intervention du conducteur.

Le machiniste peut choisir la vitesse maximum la mieux adaptée et, une fois choisie, le mécanisme de contrôle fonctionne automatiquement. Entre la vitesse maximum choisie et la vitesse nulle, la machine ajuste automatiquement sa vitesse de coupe aux conditions de la taille. Il n'y a jamais de surcharge ou trop peu de charge. La machine avance toujours à la vitesse optimum et on obtient donc continuellement l'efficacité maximum. La transmission est très souple, sans vibration, ce qui réduit l'usure et écarte les périodes de révision.

(3) L'électrovanne est réglée pour se fermer à 10 % au-dessus du courant de pleine charge du moteur et s'ouvrir au courant de pleine charge.

Puisque la vitesse de coupe est toujours la plus grande possible, dans des conditions* données, la production de gros est augmentée.

Le contrôle magnamatic est un grand succès et constitue un net progrès par rapport aux autres systèmes de transmission. La transmission est très robuste et assure une courbe d'ampères absorbés sans pointes importantes, alors que la courbe des haveuses ordinaires est une marche en dents de scie qui fatigue évidemment beaucoup le moteur électrique, même si celui-ci est correctement protégé contre les surcharges.

La puissance de l'engin d'abatage étant beaucoup plus régulièrement utilisée, il n'est plus nécessaire de pousser tellement à l'augmentation de la puissance des engins modernes.

L'habileté du haveur devient un élément moins prépondérant que dans le passé. Aussi, envisage-t-on en Grande Bretagne d'utiliser le halage hydraulique du genre de la transmission magnamatic sur les haveuses ordinaires et les machines qui en sont dérivées.

ANNEXE 2.

TAMBOUR D'ARRACHAGE DE L'ABATTEUSE-CHARGEUSE « ANDERTON »

Le diamètre du tambour, la disposition et le nombre de pics doivent être adaptés aux conditions particulières de chaque couche.

a) Si le charbon ne colle pas au toit et si le sillon supérieur tombe facilement, il faut prendre un tambour de diamètre minimum pour obtenir la plus grande quantité de gros. De même, un plus petit diamètre permet à la machine d'avancer plus vite, ce qui améliore également la granulométrie des produits abattus.

b) La largeur du tambour doit être choisie la plus grande possible en fonction des propriétés de la couche. Les tambours de 50 cm de largeur sont intéressants, mais il faut viser alors à réaliser 4 coupes par poste pour obtenir un tonnage intéressant. Etant donné les difficultés que l'on éprouve avec le personnel à réaliser plus de 2 coups par poste, il est préférable d'adopter la largeur maximum de 70 cm chaque fois que la veine le permet.

c) Le nombre de porte-pics et leur disposition sont deux facteurs très importants. La disposition de la figure 1, avec 22 lignes horizontales de pics et 46 porte-pics, convient pour un charbon qui colle au toit et pour une couche qui doit être entièrement attaquée sur toute sa puissance. C'est le cas du chantier visité. Si la distance entre les pics était plus grande, il resterait du charbon au toit, ce qui empêcherait l'avancement régulier des bèles.

Le tambour lui-même est en 2 pièces pour faciliter le transport au fond et les 2 moitiés sont fixées

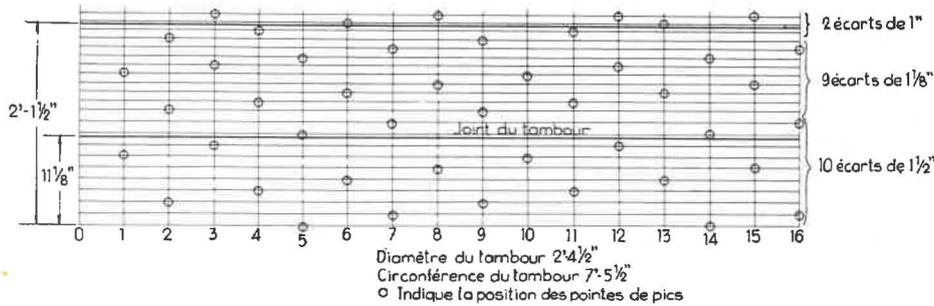


Fig. 1. — Disposition des pics à la surface d'un tambour d'arrachage en cas de charbon dur.

par 8 goujons calés, maintenus en position par une plaque de retenue.

Les porte-pics sont soudés sur le tambour. Entre les porte-pics, on a soudé des plats qui ont pour but de relever le charbon abattu pour éviter une recirculation excessive et une dégradation importante (fig. 2).

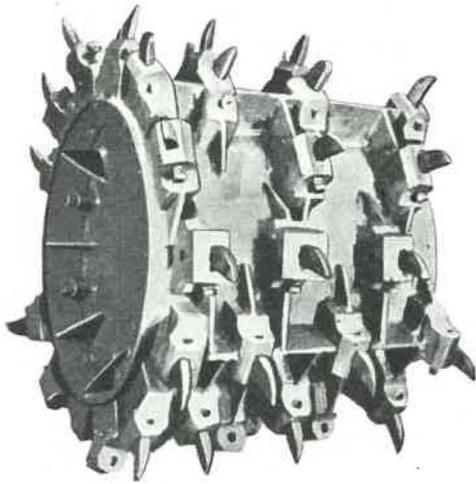


Fig. 2. — Photographie d'un tambour d'arrachage. On remarque les palettes soudées entre les porte-pics pour faciliter l'entraînement du charbon abattu et réduire le broyage.

Les pics sont fixés à l'aide de vis à tête noyée (counter sink end). Les pics sont placés perpendiculairement à la surface externe du tambour, excepté les 2 lignes situées le plus près du front de charbon dont les supports font un angle respectivement de 15° et 30° avec la surface du tambour pour donner une aisance suffisante au tambour et éviter son coincement dans le charbon.

Les pics ont 14 cm de longueur et ne sortent des porte-pics que de 3,2 cm à la pointe. Ils sont en acier au nickel chrome et renferment les constituants suivants :

Nickel	2,5 à 2,8
Chrome	0,5 à 0,8
Molybdène	0,4 à 0,7
Manganèse	0,5 à 0,7
Silicium	0,1 à 0,35
Carbone	0,27 à 0,35

Les pics doivent être bien affûtés pour réduire la puissance consommée et il faut éviter de devoir les remplacer pendant le poste d'abatage.

Les pics sont garnis de plaquettes en carbure de tungstène suffisamment grandes pour résister aux nombreux chocs sur le charbon. Ces plaquettes contiennent généralement 9 à 11 % de cobalt. Ce pourcentage varie suivant la dureté du produit à abattre.

ANNEXE 3.

TIR AVEC INFUSION D'EAU PULSEE

La figure 1 montre la disposition d'un trou de mine de la niche supérieure chargé avec de l'Hy-

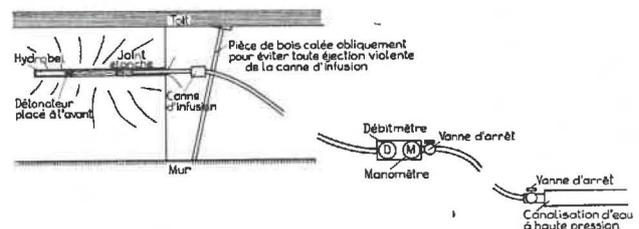


Fig. 1. — Trou de mine chargé d'Hydrobel pour le tir sous infusion.

drobel. La canne d'infusion est placée de telle manière que le joint étanche en caoutchouc soit situé à environ 30 cm de l'orifice du trou. L'infusion est d'abord pratiquée dans le trou avant l'introduction de l'explosif, puis on introduit la charge et on place la canne d'injection. La conduite d'alimentation en eau de cette canne est équipée d'un manomètre et d'un débitmètre, ce qui permet au boutefeu de suivre attentivement ces deux grandeurs à partir de l'emplacement du tir. Dès que le coup est parti, le boutefeu ferme la vanne d'admission d'eau.

La consommation d'eau par trou est approximativement de 9 litres.

Pour éviter la projection de la canne lors du tir, on place généralement un bois incliné derrière la poignée en vue de protéger le personnel et le maté-

riel (fig. 1). Quand un trou de mine est correctement chargé, il n'y a généralement pas d'éjection violente.

Pour ce genre de tir sous eau, on ne peut utiliser que de l'Hydrobel, spécialement préparé et essayé pour résister à une pression d'eau de 70 kg/cm².

La figure 2 montre le schéma de forage et l'ordre de tir adopté pour creuser la niche de tête (le front de taille s'étend à droite sur le croquis).

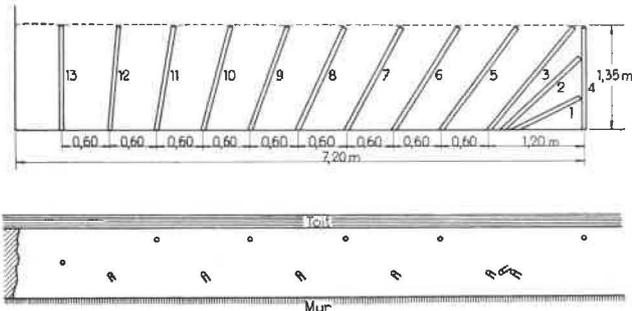


Fig. 2. — Disposition des trous de mine pour le creusement de la niche de la voie de tête sans entaille préalable.

Les 4 premières mines sont utilisées pour enlever un coin de charbon dans le massif et préparer une face de dégagement. Les trous sont forés et tirés isolément. Les 9 autres trous sont forés plus ou moins obliquement et enlèvent chacun une tranche de 0,60 m d'épaisseur. Le charbon est moyennement dur et la consommation est de 450 g d'Hydrobel par trou. Dans le charbon tendre, la largeur de la tranche peut être portée à 90 cm pour la même quantité d'explosif par trou.

Les trous sont forés obliquement par rapport au front parce que, dans cette taille, les clivages sont perpendiculaires au front. Quand le trou de mine est parallèle aux clivages, le massif se fissure mais le charbon ne se fragmente pas bien. En recoupant les clivages, la vitesse d'infusion est accrue.

Quand le charbon est spécialement dur, il faut ajouter un bourrage de craie derrière l'explosif (fig. 3). La craie permet à l'eau d'infusion de traverser le bourrage et de noyer l'explosif, mais donne un bourrage plus efficace.

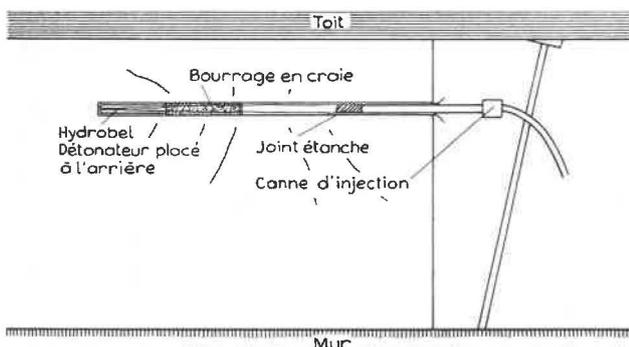


Fig. 3. — Emploi d'un bourrage en craie pour améliorer l'efficacité du tir en cas de charbon dur.

Le tir sous eau avec infusion pulsée présente les avantages suivants :

1. L'explosif détonant sous eau élimine le risque d'inflammation de grisou.
2. Le charbon ne doit pas être havé, il n'y a donc pas de saignée où le grisou peut s'accumuler.
3. L'emploi d'une haveuse avec contacteur et équipement électrique est supprimé pour ces petits travaux.
4. Il n'y a plus de conducteur de machine.
5. Les étançons ne doivent pas être enlevés comme c'est généralement le cas avec une haveuse.
6. L'infusion d'eau pulsée peut être utilisée dans des conditions difficiles là où l'emploi de la haveuse n'est pas possible.
7. Le tir ne donne pas de poussières et peu de fumées.

Les désavantages sont les suivants :

1. Le personnel doit se retirer pour tirer chaque mine.
2. Les trous de mine doivent être disposés avec le plus grand soin.

Dans les exploitations continues, ce genre de tir exige de fréquents retraits du personnel. On pourrait améliorer cette situation en utilisant des détonateurs à retard. Dans ce cas, tous les trous pourraient être tirés en 3 volées au lieu de 13 coups séparés.

Le manque de soin dans le placement des trous peut être évité en rappelant régulièrement les principes aux boute-feux.

Constituants de l'explosif Hydrobel.

Constituants	Part en poids	
	Pas plus en %	Pas moins en %
Matières volatiles	2	0
Pourcentage calculé sur l'explosif sec :		
Nitro-glycérine et Nitro-glycol	40,9	37,9
Nitro-cellulose	3	1
Farine de bois (séchée à 100° C)	1,6	0,6
Nitrate d'ammonium	21	19
Chlorure sodique	28,1	26,1
Sulfate de baryum	10,7	8,7
Carbonate de calcium	1	0,1
Phosphate diammonique	0,8	0,1
Acide Magentor	0,05	0,001
A.S. n° 2 (constituant au choix)	0,01	0,001

Abatage et chargement mécaniques avec un Trepanner Anderson-Boyes dans une taille équipée d'un soutènement marchant Dowty Roofmaster

par E. B. PARK

Ingénieur Divisionnaire au Service Mécanique de la Division Nord-Est du N.C.B.

VISITE A LA MINE « NEW STUBBIN »

Généralités.

Cette mine est située dans la Division Nord-Est dans le comté du Yorkshire, à 4 km au nord de la ville de Rotherham.

Elle est équipée de deux puits qui ont été foncés jusqu'à la couche « Parkgate » en 1916 et approfondis postérieurement, respectivement en 1952 et en 1954, jusqu'à la veine Silkstone. Le puits n° 1 sert d'entrée d'air et de puits d'extraction ; il a un diamètre de 5,10 m. Le puits n° 2 sert de retour d'air et a un diamètre de 4,90 m ; il est utilisé pour le transport du personnel et du matériel.

Le puits n° 1 est équipé d'une machine d'extraction électrique à tambour de 4,90 m de diamètre. Les cages sont à deux paliers pour 1 berline de 2,35 t par palier.

Le puits n° 2 est équipé d'une machine identique, mais le diamètre du tambour n'est que de 4,30 m. Les cages ont aussi 2 paliers.

Les veines exploitées actuellement sont :

Parkgate, ouverture 1,50 m, située à 260 m de profondeur

Thorncliffe, ouverture 1,20 m, située à 290 m de profondeur

Silkstone dont l'ouverture varie de 76 cm à 91 cm et qui est située à 341 m de profondeur.

La production nette journalière est de 2.250 t extraites en 2 postes.

Elle se répartit de la façon suivante :

525 t dans la veine Parkgate

625 t dans la veine Thorncliffe

1.110 t dans la veine Silkstone.

Le charbon des 3 couches est ramené au niveau de la veine Silkstone, soit par burquins équipés de descenseur, soit naturellement par des failles dans le gisement. Les burquins ont 3,70 m de diamètre intérieur et ont respectivement 25 et 50 m de profondeur.

— La production de la veine Parkgate vient de 3 unités équipées à la méthode conventionnelle, c'est-à-dire d'une haveuse longwall, du tir et du chargement manuel.

— La production de la veine Thorncliffe vient de 2 unités, l'une équipée à la méthode conventionnelle et l'autre d'un Trepanner et d'un soutènement marchant « Dowty ».

— La production de la veine Silkstone vient de 5 unités dont 4 opèrent suivant la méthode conventionnelle, tandis que la cinquième est équipée d'un Trepanner.

Description du chantier visité.

La taille visitée est située dans la veine Thorncliffe à 2.200 m au nord-ouest des puits.

Le charbon comprend :

52,6 % de matières volatiles

2,3 % d'humidité

4,8 % de cendres.

Le transport du charbon depuis la taille vers le puits est assuré par 4 convoyeurs à courroie en série (2 British Jeffrey Diamond et deux Sutcliffe de 760 mm de largeur). Le dernier convoyeur déverse le charbon dans un descenseur de 50 m de hauteur et de là en berlines. Les rames parcourent 1.250 m et sont remorquées par des locomotives diesel « Hunslet ».

La taille est une unité simple de 220 m de longueur, dont 187 m sont parcourus par le Trepanner et 32 m occupés par les niches qui ont respectivement 18 m de longueur au pied et 14 m en tête.

Le chantier a deux voies d'accès (au début il en avait 3).

L'inclinaison est de 1/13.

L'ouverture de la veine est de 1,22 m.

Le toit immédiat est constitué d'un banc de schiste pyriteux de 5 cm d'épaisseur, il est surmonté d'un toit de schiste compact.

Le mur est dur et un étau ayant une base de 15 cm de diamètre et une portance de 20 t ne le poinçonne pas.

Le débit d'air de ventilation dans le chantier est de 3,5 m³/sec.

Le chantier a progressé de 105 m depuis le montage de départ et doit encore avancer de 640 m avant d'atteindre la limite d'exploitation.

La durée probable de la taille est de 18 mois.

La veine Parkgate située à 27 m au-dessus de la taille a déjà été exploitée, mais des stots de charbon ont été abandonnés çà et là. Ces stots ont causé de sérieuses difficultés de contrôle du toit au démarrage du chantier dans la couche inférieure.

Dans la niche de pied de taille et dans les 10 à 11 m voisins de la niche, le toit s'éboulait sur 1 à

2 m de hauteur immédiatement après l'enlèvement du charbon, ce qui occasionnait de grandes difficultés lors de l'avancement du soutènement marchant.

A chaque nouvelle allée, les mêmes difficultés se reproduisaient, ce qui fit décider d'abandonner ces 36 m de taille et de reporter la voie de base à 36 m dans le chantier. Ces difficultés sont dues à l'existence de stots inexploités dans la veine supérieure.

Soutènement marchant « Dowty Roofmaster ».

Les 187 m de front de taille chargés mécaniquement sont équipés de 130 paires d'éléments « Dowty Roofmaster ».

Le soutènement marchant Dowty comprend alternativement des éléments à 2 étançons et à 3 étançons du type « Monarch » modifié, alimenté en

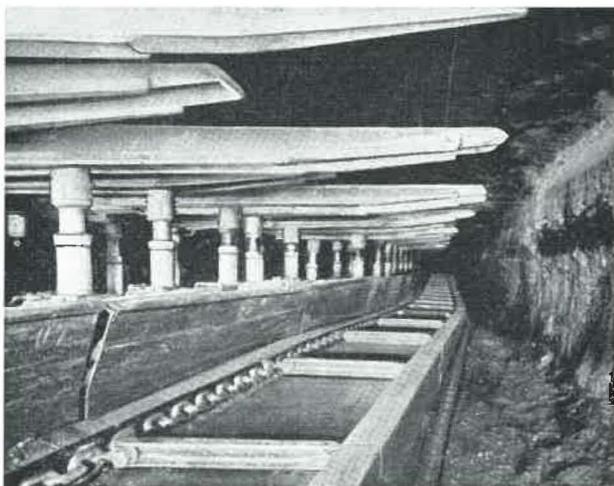


Fig. 1. — Vue schématique du soutènement marchant « Dowty Roofmaster ».

fluide par une source extérieure. La charge de pose est de 5 t et la charge de coulissement de 20 t. La charge peut être adaptée aux conditions de toit.

Il n'existe qu'une seule vanne d'admission et une soupape de détente par élément. Cette soupape permet l'affaissement de l'ensemble quand les 3 étançons portent 20 t.

L'élément à 2 étançons porte une longue bête en porte-à-faux. Cette bête est rigide. Cependant, certains éléments ont été construits avec appui articulé au toit, mais ce dispositif n'a pas eu le succès escompté.

La base contient le cylindre horizontal à simple effet pour les éléments triples, à double effet pour un élément double tous les 6 mètres.

Les cylindres peuvent développer une poussée de 3 t et sont alimentés hydrauliquement par la même source.

Les éléments Roofmaster sont actionnés à partir d'une vanne placée sur chacun des éléments. Pour manœuvrer cette vanne, il faut utiliser une clef spé-

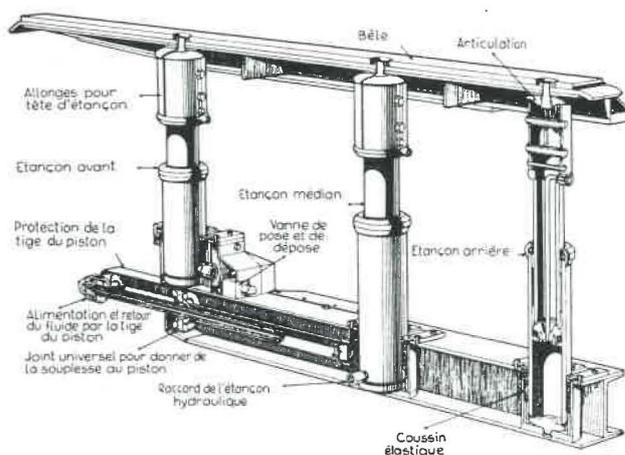


Fig. 2. — Élément Dowty Roofmaster à 3 étançons.

ciale que, seul, le préposé possède. Ceci évite tout déplacement accidentel ou toute manipulation par une personne non autorisée.

La vanne de commande des cylindres horizontaux est fixée au convoyeur et actionnée par la même clef.

L'alimentation en fluide est assurée par 2 pompes activées par moteur électrique, situées dans les voies de tête et de pied du chantier. Le débit est de 12 litres/min et le fluide est distribué à 140 kg/cm² par 2 flexibles, l'un pour les éléments doubles, l'autre pour les triples. Le retour se fait par un flexible unique.

Trepanner.

Cette machine est identique à celle décrite dans le compte rendu de la 5^e session de la Commission de Technique Minière de la C.E.C.A. (1). Dans

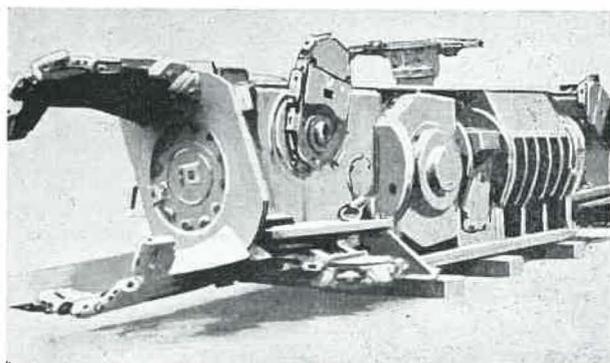


Fig. 3. — Vue du trépanner.

cette taille, elle enlève toute l'épaisseur de la couche, soit 1,22 m.

(1) Voir compte rendu de la 5^e session de la Commission de Technique Minière de la C.E.C.A., novembre 1955 - Visite à la mine « Ormonde », p. 42/49 ou A.M.B., février 1957, p. 141/148.

La machine est équipée d'un disque de havage au toit et de deux bras rouilleurs. Le bras de pré-havage a 75 cm de longueur.

La première machine installée a donné lieu à de nombreuses mises au point qui ont conduit finalement au remplacement complet de l'engin. Celui-ci s'est fait immédiatement après la période de congé au mois de juillet. La nouvelle machine donne satisfaction.

Convoyeur blindé.

Le convoyeur de taille est un convoyeur à raclettes blindé Westfalia P F 1, équipé de 2 moteurs de 45 ch placés à chacune des extrémités de la taille. La vitesse de la chaîne du convoyeur est limitée à 37,5 m/min. La tête motrice et la poulie de retour sont déplacées par 3 cylindres hydrauliques, tandis que le reste du convoyeur est ripé à l'aide du soutènement marchant.

Le convoyeur blindé déverse les produits sur un convoyeur répartiteur Mecoc qui, à son tour, les déverse sur un convoyeur à courroies B.J.D.

Energie électrique.

Le chantier est alimenté par 2 transformateurs, l'un de 200 kVA placé dans la voie de base et l'autre de 150 kVA placé dans la voie de tête. La tension est abaissée de 3.300 à 565 V.

Pour la signalisation, on utilise en plus un petit transformateur Davis qui abaisse la tension de 550 à 15 V.

La signalisation « Davis » donne les indications suivantes :

allumage d'une lampe blanche en cas de rupture du circuit

allumage d'une lampe rouge en cas de court-circuit

et possibilité d'arrêter le convoyeur de tous points de la taille et de le maintenir arrêté jusqu'au moment où la personne qui l'a arrêté donne à nouveau la permission de le remettre en marche.

Trois téléphones, placés respectivement aux deux extrémités et au centre de la taille, complètent le système de signalisation. Le Trepanner est également équipé d'un bouton d'arrêt d'urgence qui est relié au cordon souple en acier de 5 mm de diamètre.

Tous les câbles sont placés derrière le convoyeur.

Personnel en taille.

Le Trepanner travaille à 2 postes par jour et, à chaque poste, l'attelage est la suivante :

- 1 conducteur du Trepanner
- 1 manutentionneur du câble électrique
- 1 nettoyeur derrière la machine
- 1 homme pour avancer les éléments Dowty à 2 étançons
- 1 ripeur du convoyeur
- 1 homme pour avancer les éléments Dowty à 3 étançons
- 5 abatteurs pour la niche de pied
- 4 abatteurs pour la niche de tête
- 1 machiniste du convoyeur blindé

Total : 16 hommes \times 2 = 32 pour 2 postes

Il faut ajouter le personnel suivant pour la journée :

- 8 hommes pour le bosseyement de la voie de base
- 6 hommes pour le bosseyement de la voie de tête
- 2 boutefeux
- 2 hommes pour l'allongement du convoyeur répartiteur dans la voie de base
- 2 ajusteurs
- 2 électriciens

Total : 22

Par 24 heures, le personnel employé dans la taille et pour le creusement des voies s'élève à 54.

Détails sur l'abatage.

Le Trepanner est alimenté par les deux extrémités de la taille. Chaque câble a donc la moitié de la longueur de celle-ci. Un homme suit la machine dans la nouvelle allée pour nettoyer le charbon qui n'a pas été chargé par la machine. Cet homme dispose de 2 étançons hydrauliques légers qu'il déplace continuellement avec lui pour se protéger par un soutènement provisoire.

Un autre homme avance alors les éléments Dowty à 2 étançons, ce qui permet de soutenir la portion de toit en porte-à-faux sans riper le convoyeur.

Cet homme est suivi à une certaine distance d'un autre qui avance le convoyeur en utilisant les cylindres à double effet qui sont fixés sur certains éléments Dowty à 2 étançons. Ceux-ci sont distants de 6 m environ (tous les 4 éléments). Un quatrième homme suit encore en avançant les éléments Dowty à 3 étançons. Le cycle des travaux est ainsi complet.

La tête motrice et la station de retour du convoyeur sont avancées à l'aide d'un cylindre hydraulique.

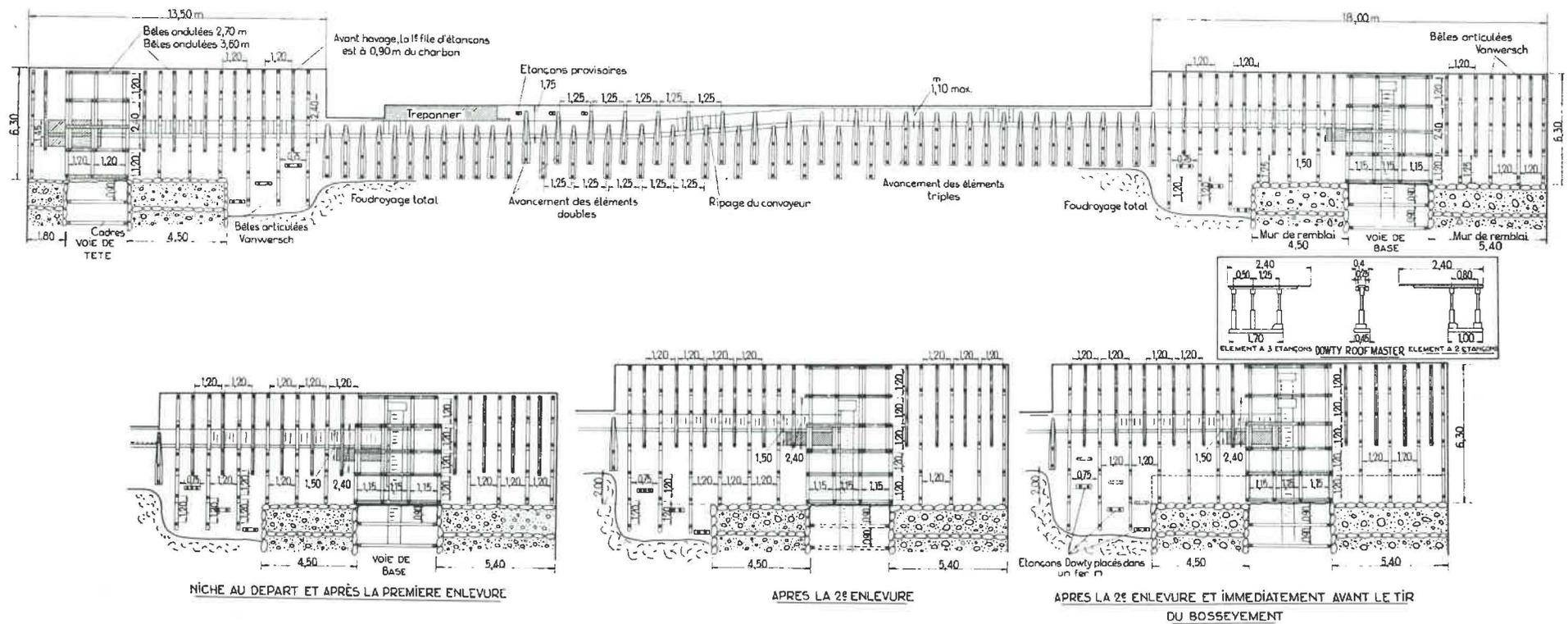


Fig. 4. — Au-dessus : Architecture du soutènement dans la taille.
 Avancement du soutènement et ripage du convoyeur après le passage du trépanner.

En dessous : Schéma du soutènement des niches.

Creusement des niches.

Les niches sont creusées 2 allées (ou coupes) en avant du front de taille (soit 1,30 m). On utilise une haveuse Longwall dans chacune des niches pour faire une saignée au niveau du mur. On fore respectivement 17 trous et 14 trous dans les 2 niches et on les charge de 225 g d'explosif « Unigel ».

Pour le revêtement des niches, on utilise des étaçons hydrauliques ordinaires et des bèles articulées.

Creusement des bosseyements.

Le bosseyement est pris en arrière des fronts. Les pierres du toit sont abattues à l'explosif « Unigel » (explosif agréé). Dans la voie de base, le bosseyement dans le toit a 2,10 m d'épaisseur.

Entretien du matériel.

Un ajusteur à chaque poste productif entretient le matériel mécanique de la taille et des voies, y compris les soutènements marchants Dowty. Il veille à remédier à toute fuite éventuelle dans les circuits d'huile des soutènements, il examine l'état des pics du Trepanner et des chaînes de havage, surveille les niveaux d'huile, etc.

Il y a également un électricien de service à chaque poste productif, mais il s'occupe de tous les chantiers ouverts dans cette couche. Il peut être immédiatement averti en cas de panne.

Production et rendement.

Le tableau I donne les résultats obtenus dans ce chantier pendant la période de 4 semaines se terminant le 6 septembre 1958.

TABLEAU I.

Fin de semaine	Production du chantier en tonnes nettes	Rendement par homme/poste	Remarques	Salaires à la tonne pour le personnel en taille
16 août	2.690	8,62		7 sh 6,76 d
23 »	2.486	8,18		7 sh 10,32 d
30 »	1.537	8,68	(grève à la mine)	6 sh 11,64 d
6 septembre	2.433	8,39		7 sh 8,03 d

On fore 5 trous qui sont chargés chacun de 400 g d'explosif. Les pierres sont entièrement mises au remblai manuellement de part et d'autre de la galerie; les murs de remblai ont respectivement 4,60 m et 5,50 m de largeur. Le revêtement est constitué de cadres rigides de 4 m × 2,70 m de section utile. Dans la voie de tête, le bosseyement dans le toit a 1,70 m d'épaisseur. On fore 3 trous chargés chacun de 400 g d'explosif. Les pierres sont remises en taille de part et d'autre de la voie. Les murs ont respectivement 4,60 m du côté taille et 2 m d'épaisseur du côté amont.

Le revêtement est constitué de cadres rigides qui ont respectivement 3 m × 2,40 m de section utile.

Allongement du convoyeur répartiteur.

Ce convoyeur est allongé journallement d'une longueur égale à l'avancement de la taille. Les bacs ont 1,40 m de longueur et on dispose d'un bac de réglage de 70 cm.

Ce travail est réalisé par 2 hommes qui enlèvent jusqu'à front un bosseyement de mur de 30 cm. Ce travail est réalisé au poste de nuit.

L'extension du convoyeur à courroie se fait une fois par semaine au dernier poste de nuit, c'est-à-dire généralement le vendredi.

Le rendement maximum a été obtenu pendant la semaine se terminant le 11 octobre avec une production de 3.243 t, un rendement taille de 13,3 t h/p et des frais de salaire de 6 sh 9 d.

Coût de l'équipement de la taille.

	Livres
1 A.B. Trepanner	8.734
1 convoyeur blindé Westfalia PF 1 avec 2 moteurs	8.590
1 convoyeur répartiteur « Meco »	956
2 haveuses pour les niches et 2 perforatrices électriques	4.535
130 paires d'éléments marchants « Dowty » avec flexibles de connexion	64.804
Soutènement des niches	2.521
Disjoncteurs électriques - câbles	3.900
Signalisation en taille	391
	<hr/>
	94.431

Pour les mois d'octobre, le coût du matériel fut de 1 sh 3,6 d par tonne y compris les cadres pour le soutènement des galeries.

Installation des éléments Dowty.

L'installation complète depuis le chargement en surface a demandé 14 jours. De grandes précautions

ont été prises en surface pour acheminer le matériel au chantier avec grande régularité. Les éléments doubles équipés d'un cylindre pousseur ont été peints d'une couleur différente pour faciliter l'exécution du montage au fond. La veine n'ayant ici que 1,20 m d'ouverture, il fut décidé d'utiliser les 3 voies d'accès au chantier pour faciliter le transport en taille. Les éléments ont été montés par 3 hommes dans les galeries en arrière du bosseyement et acheminés en taille par une équipe de 6 hommes à l'aide d'un petit treuil « Pikrose ». Pour faciliter le transport des éléments à travers le soutènement classique, on a placé l'avant de ceux-ci sur une pelle à charbon ordinaire. Le manche de la pelle servait de levier et facilitait les ajustements nécessaires.

Le personnel utilisé pour l'installation du matériel se répartit comme suit :

Transport du matériel depuis la surface jusqu'à la taille	317 hommes/poste
Montage des éléments dans les voies et mise en place en taille	635 hommes/poste
Total :	952

Coût total en salaires : 1.429 Livres.

Le coût de la mise en place est plus élevé que dans d'autres installations analogues à cause de la plus faible ouverture de la veine. Le matériel a été placé pendant la période de vacances, mais à ce moment le puits de descente du matériel n'était pas libre. Ce matériel a été descendu auparavant, ce qui a nécessité un déchargement et un rechargement supplémentaires.

Les remarques suivantes ont été faites au cours des montages des soutènements marchants :

1) Il est bon de disposer d'au moins 50 étançons hydrauliques et de bèles en bois en nombre suffisant pour parer à toute éventualité.

2) Il est bon d'avancer le bosseyement des veines jusqu'au front de taille avant le montage. De cette façon, il est possible d'assembler les éléments dans la voie en face de l'allée où ils doivent être introduits.

3) La signalisation temporaire placée pour le treuil Pikrose de manœuvre doit être installée côté front et non côté remblai.

4) Les bèles normales de la taille doivent être soutenues transversalement par des bèles ondulées suffisamment longues pour reprendre 3 files et placées perpendiculairement à celles-ci aussi près que

possible de leurs extrémités. On peut alors enlever les étançons ordinaires sans causer de chutes de toit à l'endroit où les éléments doivent être manœuvrés pour leur mise en place.

VISITE A LA MINE « KIVETON PARK ».

Généralités.

Le groupe A a fait une visite à la mine « Kiveton Park », située également dans la Division Nord-Est dans un chantier pourvu du même équipement que celui de la mine « New Stubbin ».

La production journalière de ce siège est d'environ 2.050 tonnes en 2 postes d'extraction.

1.400 tonnes sont produites dans la veine « Barnsley Bed » par 5 chantiers, dont 3 sont équipés de Meco Moore et 2 exploités par la méthode conventionnelle (haveuse Longwall, tir en veine, chargement manuel).

650 tonnes sont produites dans la veine « High Hazel » par 2 chantiers, équipés tous deux d'un Trepanner. Un de ces deux chantiers est, de plus, pourvu d'un soutènement « Dowty Roofmaster ».

La taille visitée est située dans la veine « High Hazel » de 1,30 m d'ouverture. Il s'agit d'une unité simple de 182 m de longueur dont 155 m sont parcourus par le Trepanner et 27 m occupés par les niches qui ont respectivement 16 m de longueur au pied et 11 m en tête.

Le chantier a deux voies d'accès et l'inclinaison est de 1/12. Le toit immédiat de la veine est un schiste friable de 45 cm d'épaisseur, surmonté d'un schiste plus compact de 6 m. On laisse 15 cm de charbon au toit pour faciliter le contrôle du toit. Le mur est tendre et se laisse poinçonner à 8 tonnes par des étançons à base circulaire de 160 mm de diamètre.

Production - Rendements et coût.

Le personnel occupé en taille, par poste, est de 14 au lieu de 16 à la mine « New Stubbin » (il y a un homme en moins à chacune des niches).

Le personnel total occupé dans le chantier par 24 heures atteint 51 unités ($14 \times 2 = 28 + 23 = 51$).

Le tableau II donne les résultats obtenus dans ce chantier pendant la période de 4 semaines se terminant le 6 septembre 1958.

L'installation du soutènement marchant a duré 10 jours pendant lesquels on a employé 504 postes de travail, y compris le personnel de surface qui a chargé le matériel.

Le coût de ces travaux s'élève à 880 Livres.

TABLEAU II.

Fin de semaine	Production du chantier en tonnes nettes	Rendement par homme/poste	Remarques	Salaires à la tonne pour le personnel en taille
16 août	1872	6,73	A ce moment, le contrôle du toit exigeait encore des étaçons Dowty supplémentaires et l'édification d'épis de remblai.	8 sh 8,5 d
23 août	1969	7,37	—	8 sh 8,8 d
30 août	2410	8,86	—	7 sh 1,6 d
6 sept.	1829	7,32	Forte charge du toit	9 sh 0,5 d

ANNEXE

POMPES D'ALIMENTATION DU SOUTÈNEMENT HYDRAULIQUE MARCHANT « DOWTY ROOFMASTER » (1)

Les deux pompes qui alimentent les étaçons et vérins hydrauliques du « Roofmaster » sont dérivées de la pompe « Vardel », très employée en aéronautique. Chacune de ces pompes, directement accouplée à un moteur électrique de 5 ch à 1.500 tr/min, peut débiter 11,5 litres/min à environ 140 kg/cm² (fig. 1).

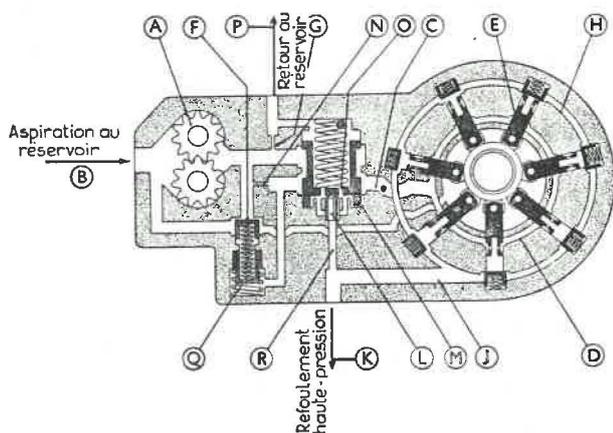


Fig. 1. — Schéma de la pompe d'alimentation du soutènement hydraulique marchant « Dowty Roofmaster ».

(1) Extrait de « Colliery Engineering », décembre 1957, p. 519 à 521 et de la traduction dans « Bulletin d'Informations Techniques des Charbonnages de France », janvier-février 1958, n° 78, p. 15.

La pompe est à deux étages : le premier (A), à engrenages, aspire au réservoir et refoule dans l'aspiration (C) et (D) du deuxième (E), à pistons radiaux, qui refoule en (K) par les conduits (H) et (J). Le débit du premier étage est légèrement supérieur à celui du deuxième ; l'excédent est by-passé par la soupape de décharge (F) ; un orifice calibré (G) laisse passer en permanence un faible débit qui évite l'échauffement pendant la marche à vide.

La pression finale de refoulement est appliquée par le piston (L) au tiroir de régulation (M).

Quand cette pression dépasse 90 % de la valeur maximum prévue, le tiroir se déplace progressivement vers le haut, étranglant le refoulement du premier étage et diminuant le débit. A la pression maximum, après avoir fermé complètement ce refoulement, le tiroir met l'aspiration (C) du deuxième étage en communication avec la chambre inférieure de la soupape de décharge (F), et avec un orifice calibré (N), qui étrangle son alimentation au point que le débit dans (K) s'annule (le refoulement (K) est équipé d'un clapet de retenue non représenté) ; la dépression qui en résulte dans (C) a pour effet de déplacer vers le bas le siège (Q) du ressort de la soupape de décharge (F) du premier étage, ce qui réduit au minimum la pression de refoulement et par suite la puissance absorbée par la pompe à engrenages. Le débit résiduel très faible du deuxième étage, dont la pression est insuffisante pour soulever le clapet de retenue sur (K), retourne au réservoir par le conduit (R), les lumières découvertes par le piston (L) et les orifices calibrés (O) dans le tiroir (M).

Visite aux mines « Kingsbury » (C), « Snibston » (D), « Moorgreen » (E), « Coppice » (F) et « Lea Hall »

Le jeudi matin 6 novembre, les membres de la Commission ont été divisés en 4 groupes, respectivement dénommés C - D - E et F.

Le groupe C a visité la mine « Kingsbury » pour voir une installation de rabot activé Huwood, et le

groupe E, la mine « Moorgreen » pour voir un convoyeur à courroie à traction par câbles.

Vu l'abondance des matières étudiées au cours de cette 9^e session, nous nous permettons de renvoyer le lecteur au Bulletin Technique Mines, n° 60,

publié par Inichar en janvier 1958, dans lequel des installations analogues ont été décrites en détail.

L'après-midi, tous les groupes se sont réunis à « Lea Hall » pour visiter les installations de surface d'une nouvelle mine conçue suivant les principes les plus modernes. Celle-ci sera mise en service au début de l'année 1959.

Nous donnons ci-dessous le compte rendu des visites aux mines Snibston (D)
Coppice (F)
Lea Hall.

**VISITE A LA MINE « SNIBSTON »
EXPLOITATION PARTIELLE
ET REMBAYAGE PNEUMATIQUE**

Objectif.

L'objectif principal est d'exploiter le pourcentage maximum des réserves de charbon situées sous le centre très habité de « Coalville » et de réduire le plus possible les effets des affaissements miniers sur les quartiers résidentiels et industriels de la ville.

Le terril existant sera utilisé comme matériau de remblayage pneumatique.

TABLEAU I.

Veine	Profondeur du puits en m	Epaisseur moyenne	Tonnage total	Tonnage récupérable 50 %
Middle Lount	192,50 m	1,35 m	2.322.000	1.161.000
Nether Lount	195,30 m	1,65 m	3.006.000	1.503.000
Tick Roaster	219 m	1,95 m	1.980.000	990.000
			7.308.000	3.654.000

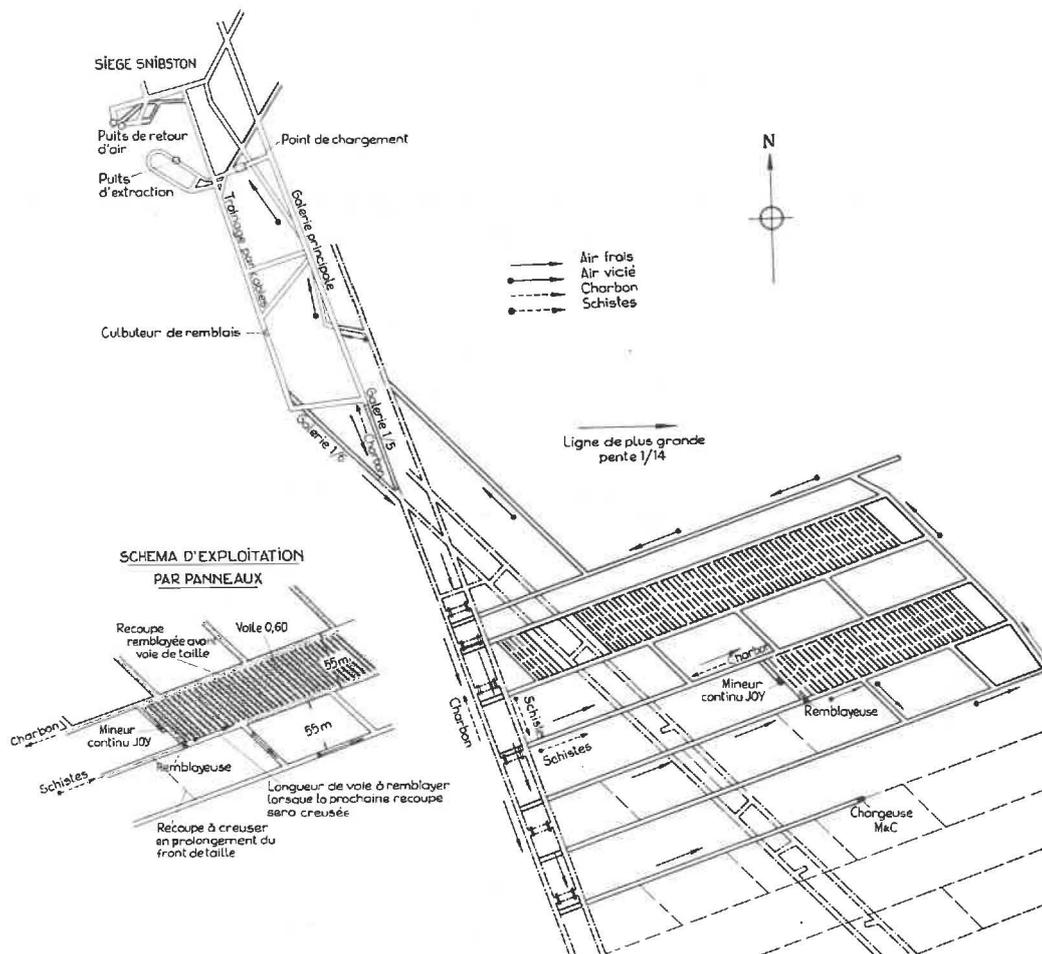


Fig. 1. — Schéma de l'exploitation partielle avec remblayage pneumatique à la mine Snibston.

Réserves.

On a l'intention d'enlever 50 % des 3 couches situées dans une stampe de 27 m d'épaisseur.

Les puissances et les réserves contenues dans ces 3 couches sont données dans le tableau I.

La veine Tick Roaster est déjà accessible actuellement et on a l'intention de l'exploiter la première. Les galeries seront creusées dans l'ouverture totale de la veine et il ne sera donc pas nécessaire de prendre de bosseyement.

Schéma d'exploitation.

Au début, la production journalière de la veine « Tick Roaster » sera de 320 tonnes brutes, ce qui augmentera de 221 la production marchande de ce siège. On remblayera 350 tonnes de schiste.

Une pelle mécanique et des camions assurent le chargement et le transport des pierres du terril vers l'installation de concassage. Les pierres sont concassées à 75 mm et le plus fin que 6 mm est renvoyé au terril. Il faut donc s'efforcer de réduire au minimum la quantité de fines, car on désire utiliser l'emplacement de l'ancien terril pour établir une nouvelle installation de surface.

Après concassage, les pierres sont chargées en berlines et descendues au fond. Elles sont acheminées par un traînage par câble vers un culbuteur et de là par des convoyeurs à courroies vers la remblayeuse.

La veine est coupée en panneaux de 54 m de largeur par un réseau de galeries. Les deux galeries d'un panneau sont d'abord tracées jusqu'à la limite d'exploitation du panneau, puis la taille est reprise en rabattant. On n'exploite qu'un panneau sur deux (fig. 1).

Les voies sont creusées en charbon à l'aide d'une hacheuse Shortwall Anderson-Boyes et d'une chargeuse à pinces de homard Joy Sullivan.

L'exploitation du panneau est assurée par un Joy Continuous Miner qui enlève des allées de 4,50 m de largeur. Une paroi de charbon de 0,60 m d'épaisseur est abandonnée entre chaque allée pour retenir le remblayage pneumatique qui est immédiatement introduit dans la dernière allée creusée.

Le Joy Continuous Miner charge le charbon sur un convoyeur à raclettes qui le déverse sur plusieurs convoyeurs à courroie en cascade jusqu'au point de chargement en berlines.

Personnel.

Le personnel requis pour ces travaux avait été estimé à 58 hommes. Pour fonctionner correctement, le quartier n'en requiert que 14 de plus.

Le tableau II donne le détail du personnel nécessaire à chacun des postes.

TABLEAU II.

Poste	Matin	Après-midi	Total
<i>Abatage</i>			
Machinistes du Joy Continuous Miner	2	2	4
Conducteurs de la chargeuse Joy	2	2	4
Approvisionnements en matériel	3	3	6
Machinistes de courroies	4	4	8
Ajusteurs	1	1	2
Surveillants	1	1	2
	15	15	26
<i>Remblayage pneumatique</i>			
Remblayeurs	2	2	4
Machinistes courroies	3	3	6
Manœuvre des berlines et culbuteurs	4	4	8
	9	9	18
<i>Surface</i>			
Conducteurs de la pelle	1	1	2
Camions	2	2	4
Concasseur	1	1	2
Chargeurs en berlines	1	1	2
Transport	2	2	4
	7	7	14
Total	29	29	58
<i>Analyse</i>			
Dans les chantiers d'abatage	9	9	18
Autres ouvriers du fond	13	13	26
Surface	7	7	14
	29	29	58

Frais d'équipement.

Le coût total de l'équipement de ce quartier est évalué à	136.058 £
L'intérêt du capital	11.203 £
Total :	147.261 £

Le tableau III donne le détail des coûts de l'ensemble de l'équipement de ce quartier depuis la surface jusqu'au chantier.

TABLEAU III.

1. Creusement des traçages	£
1 chargeuse Joy Sullivan 12 B.U.	6.075
1 haveuse Shortwall Anderson Boyes	1.850
90 m de convoyeur à raclettes Joy Sullivan de 50 cm de largeur	2.610
1 ventilateur	190
Foreuse électrique ordinaire et explosEUR	
2. Equipement pour l'exploitation des piliers	
1 Joy Continuous Miner (3 J.C.M. 4)	53.115
1 ventilateur	190
3. Equipement pour le remblayage pneumatique	
1 remblayeuse « Kier et Cawder » capacité 90 t/h	770
pression de remblayage 0,8 kg/cm ²	
1 remblayeuse de réserve	770
1 turbo compresseur refroidi à l'eau 2 à 2,5 kg/cm ²	3.567
1 compresseur de réserve	3.567
90 m de tuyaux pour remblayage pneumatique (150 mm)	640
4. Concassage	
Concasseurs, cribles et silos (y compris les châssis et moteurs)	23.000
Construction	3.000
5. Divers	
Equipement électrique, câbles électriques, convoyeurs, courroies	67.917
Coût total estimé pour le projet : 147.261	

**VISITE A LA MINE COPPICE
AREA DE « CANNOCK CHASE »
DIVISION DES « WEST MIDLANDS »**

Généralités.

La mine Coppice est située dans l'Area n° 2 de Cannock Chase de la division des West Midlands. Elle se trouve à environ 2 miles à l'est de Cannock. Le personnel employé est d'environ 400 personnes et la production annuelle est de 300.000 tonnes.

La méthode d'exploitation adoptée est celle des chambres et piliers. Deux veines sont actuellement en exploitation :

- la veine « Bottom Robins », qui a 2,20 m d'épaisseur, est située à 65 m de profondeur et donne 155.000 tonnes par an ;
- la veine « Benches », qui a 1,70 m d'épaisseur, est située à 135 m de profondeur et donne 145.000 tonnes par an.

Le circuit des berlines en surface est très court et ne nécessite que 2 hommes, un au puits, l'autre au culbuteur. De là le charbon est repris par courroies vers les cribles.

La mine est mécanisée à 100 % et est entièrement électrifiée. La plus grande partie de la production vient de 3 panneaux ou groupes de traçages attelés à 2 postes.

Le gisement est divisé en panneaux. La longueur d'un panneau à partir d'un point central est déterminée par les conditions géologiques et peut varier de 200 à 1100 m. La largeur des panneaux est limitée par la possibilité d'extension du convoyeur à chaîne. Celle-ci est de 90 m environ de part et d'autre du convoyeur central, ce qui donne une largeur totale de 180 m.

Trois traçages principaux sont poussés jusqu'à la limite du panneau à exploiter puis, perpendiculairement à ceux-ci, on creuse à droite et à gauche de nouveaux groupes de 3 traçages distants d'environ 200 m d'axe en axe (fig. 1). C'est sur ce groupe de traçages secondaires que se développe l'exploita-

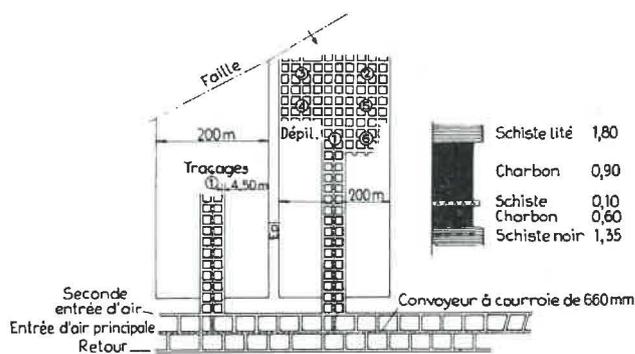


Fig. 1. — Schéma général de découpe du gisement avec panneaux en traçages et en défilage.

tion systématique d'un quartier. Les traçages sont reliés de distance en distance pour faciliter la ventilation. Les traçages ont 4,50 m de largeur et sont creusés à 18 m de centre à centre. L'exploitation se fait en retraitant depuis la limite du panneau. Il faut veiller à n'établir aucune liaison entre les panneaux adjacents ; de cette façon, quand l'exploitation d'un panneau est achevée, il suffit d'édifier 3 bons barrages à l'entrée des 3 traçages principaux.

La ventilation du front des traçages est assurée par ventilateur auxiliaire et canars en caoutchouc. Les communications entre les traçages d'entrée et de retour sont fermées par des toiles.

**Organisation du travail
dans les traçages et défilages.**

Le cycle des opérations, le matériel utilisé et le personnel employé dans un groupe de traçages sont détaillés dans le tableau I et à la fig. 2.

TABLEAU I.

Travaux	Equipement	Personnel
Havage	Havéuse Universelle Anderson Boyes montée sur chenilles.	2
Forage	Foreuse à main électrique 1 1/2 ch de Siemens Schuckert. Barres de forage avec taillants à 2 étages pour trou de 72 mm.	1
Tir	6 coups tirés en 3 fois avec 2 cartouches Airdox mises en place simultanément.	1 (boutefeu)
Chargement et boisage provisoire	Chargeuse Joy à pinces de homard montée sur chenilles avec chaîne à raclettes souples pour le déversement à l'arrière. Étançons à vis à pose rapide pour constituer un soutènement provisoire éventuel.	2
Boisage définitif	Poutrelles de 3,60 m placées sur 2 étançons en bois.	2
Allongement du convoyeur	Dans chacun des traçages, le charbon est déversé sur un convoyeur à raclettes léger dont l'allongement est très rapide (convoyeur à raclettes British Jeffrey Diamond type 61 W).	2
Transport du matériel	Le matériel de soutènement et de transport est repris dans les chambres en désameublement par un poney. Ce cheval amène le matériel à pied d'œuvre.	1
	Total	10 hommes + 1 boutefeu

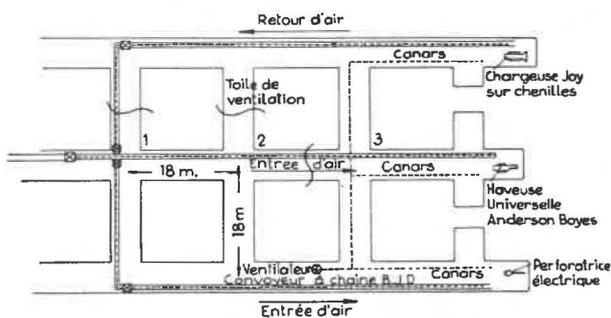


Fig. 2. — Organisation du travail dans un groupe de 3 traçages attelé avec une équipe de 10 hommes plus 1 boutefeu.

Une équipe travaille généralement sur 4 à 5 fronts de traçage simultanément. Les machines montées sur chenilles voyagent continuellement d'un front à l'autre, les opérateurs les accompagnent. Un cycle complet sur un avancement dure environ 40 minutes. Tous les travaux se succèdent à un rythme extrêmement rapide et les lourdes machines sont suffisamment souples pour se déplacer rapidement d'un front à l'autre. Malgré la grande rapidité du chargement, c'est le temps nécessaire à cette opération qui semble limiter le nombre de cycles/poste.

Une équipe réalise couramment 10 à 12 avancements de 1,80 m de longueur par poste, ce qui représente une production brute de 200 t par poste, soit un rendement de 18 t par homme/poste de l'équipe. Dans les conditions les plus favorables,

une équipe a déjà réalisé 17 avancements en un seul poste.

Il y a 3 convoyeurs à raclettes disposés dans les 3 traçages en creusement. Ces chaînes à raclettes débitent sur un convoyeur à courroie de 660 mm de largeur. De là, le charbon est transporté par d'autres courroies jusqu'au point de chargement en berlines. Celles-ci ont une capacité de 1,5 t.

Détail sur le tir à l'air comprimé (procédé Armstrong) (1).

Avant l'emploi de l'air comprimé, le charbon était abattu par Cardox et par explosif. Le front d'un traçage était coupé en 4 par une saignée horizontale et une rouillure verticale au centre (fig. 3). Le char-

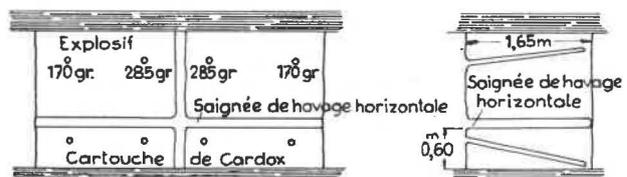


Fig. 3. — Schéma de tir lors de l'emploi de l'explosif et du Cardox (8 trous).

(1) Pour détails complémentaires concernant le compresseur à 6 étages et la cartouche Airdox, voir Annales des Mines de Belgique, mars 1953, p. 262/264.

bon du sillon inférieur était fragmenté par 4 cartouches Cardox F 57, tirées simultanément, et le charbon du toit par 4 fourneaux de mine, également tirés simultanément. Lors de l'emploi de l'air comprimé, la rouillure centrale a été décalée, ainsi que l'indique la figure 4, ce qui a permis de n'utiliser que 6 coups.

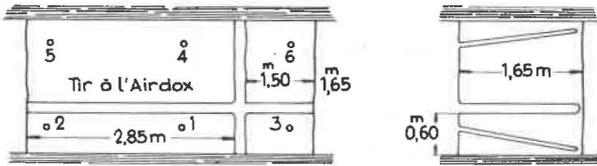


Fig. 4. — Schéma de tir lors de l'emploi de l'Airtox (6 trous).

L'abatage à l'air comprimé nécessite :

- un compresseur
- des canalisations en acier depuis le compresseur jusqu'au chantier
- des flexibles en caoutchouc
- des vannes d'admission
- des cartouches constituées de tubes en acier.

L'amélioration du pourcentage en gros et en grains a été très sensible depuis juin 1956. Elle est passée de 43 % en juin 1956 à 52,4 % en avril 1958.

Depuis l'installation du compresseur, on a tiré environ 110.000 coups qui ont donné 315.000 tonnes de charbon vendable et on estime qu'on a obtenu 25.000 tonnes supplémentaires de gros charbon.

Le compresseur est placé en surface et débite un faible volume d'air (3 m³ d'air aspiré/min) à très haute pression (800 à 900 kg/cm²) dans une conduite en acier qui alimente les différents quartiers.

Le compresseur comprend 6 cylindres étagés horizontaux ; il est actionné par un moteur de 75 ch. Les pressions à la sortie de chacun des cylindres sont respectivement de 2, 9, 30, 90, 300 et 900 kg/cm². Le contrôle est entièrement automatique, le courant est coupé dès que la pression dans la tuyauterie atteint 900 kg/cm² et le moteur se remet en marche quand la pression descend à 830 kg/cm².

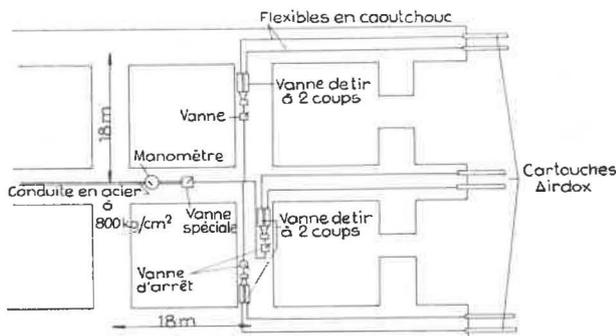


Fig. 5. — Schéma des canalisations d'air comprimé Armstrong dans un groupe de traçages en creusement.

En surface, vu le parcours sinueux de la conduite, on a utilisé des tuyaux en cuivre. La canalisation en acier commence dans le puits de retour d'air ; elle a un diamètre extérieur de 1" et intérieur de 1/2". On a préféré la placer dans le puits de retour d'air pour réduire le danger de gel en hiver. Elle se termine au chantier par un manomètre et une vanne spéciale (fig. 5). De cette vanne partent des flexibles vers les vannes de tir de chacun des fronts. Ces vannes permettent le tir simultané de 2 cartouches, ce qui réduit les temps morts. Elles sont également reliées à celles-ci par des flexibles en caoutchouc.

La cartouche est un tube d'acier de 60 mm de diamètre avec une vanne à ouverture rapide à une extrémité et un tube d'alimentation à l'autre. La décharge brusque est obtenue par rupture d'une goupille quand la pression est atteinte dans la cartouche (fig. 6).

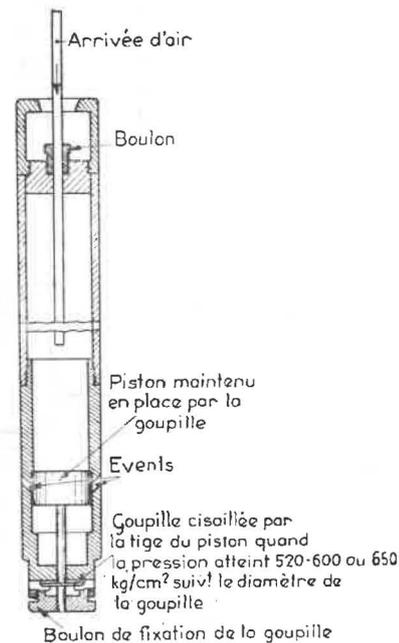


Fig. 6. — Schéma d'une cartouche pour le tir à l'air comprimé (procédé Armstrong) (A.M.B. mars 1953, p. 262/264).

C'est cette décharge brusque qui provoque la fragmentation du charbon. Dès que le boutefeu entend la détonation, il ferme la vanne d'admission d'air comprimé et met du même coup à l'air libre le flexible qui alimente la cartouche. Un ressort referme la vanne de décharge de la cartouche et, pour la réutiliser à nouveau, il suffit de remplacer une goupille de cisaillement.

Le compresseur Armstrong a été fourni le 9 mai 1956 et les premiers coups ont été tirés le 6 juin dans un district de la veine Benches. Depuis lors, le procédé a été étendu à toute la mine.

Granulométrie et prix de revient.

L'emploi de l'air comprimé pour l'abatage du charbon a amélioré la granulométrie. Des décompositions granulométriques effectuées sur 450 tonnes ont donné les résultats suivants (tableau II).

TABLEAU II.

	Dimensions	Cardox + explosif	Tir à l'air comprimé	Amélioration
Gros charbon	+ 120 mm	14,8 %	23,4 %	+ 8,6 %
Terres	+ 120 mm	3,3 %	1,1 %	- 2,2 %
Grains	120 à 35 mm	22,7 %	24,6 %	+ 1,9 %
Fines	- 35 mm	59,2 %	50,9 %	- 8,3 %

Les coûts comparatifs par tonne pour chacun des 2 procédés sont donnés au tableau III.

TABLEAU III.

	Explosif + Cardox	Tir à l'air comprimé Armstrong
Salaires	- 6,31 d	- 5,98 d
Matériel et énergie	1 sh 6,77 d	- 0,65 d
Dégradation du matériel	—	- 2,79 d
Total	2 sh 1,08 d	- 9,42 d

Il y a donc une économie de 1 shilling 3 pence par tonne par rapport à l'ancienne méthode. Cependant, en ne faisant usage que d'explosif sans Cardox, l'économie est moindre et est alors de l'ordre de 6 pence par tonne.

Il y a moins de trous à forer (6 au lieu de 8). Il n'y a aucune fumée et le chargement du charbon peut commencer immédiatement après le tir. Ceci permet de réduire les temps de forage et de tir de 13 minutes.

MINE LEA HALL

Introduction.

Cette mine est la première grande mine nouvelle dont la responsabilité incombe entièrement au National Coal Board depuis son implantation jusqu'à son exécution totale.

Un sondage foré en 1949 a montré l'existence de toute la série houillère connue dans le gisement de Cannock Chase à l'est de la « Faille limite orientale ».

Les sondages qui suivirent confirmèrent rapidement les résultats du premier et décidèrent de la création d'une nouvelle mine.

L'emplacement a été choisi en fonction des données des sondages, des possibilités de raccordement au chemin de fer et des considérations de surface. Après examen de ces différents facteurs, le choix se porta sur une plaine en bordure et au sud de la rivière « Trent » à un mile à l'Est de Rugeley, sur le territoire de la ferme de « Lea Hall » qui donna son nom à la nouvelle mine.

Le Conseil Central de l'Energie Electrique avait aussi été consulté auparavant pour construire dans le voisinage de la mine projetée une nouvelle centrale électrique. Celle-ci deviendra l'une des plus importantes de la région des Midlands.

Les réserves exploitables sont estimées à 148 millions de tonnes. Le gisement comporte 11 couches exploitables, soit une épaisseur totale de 15 m de charbon.

La production journalière à 2 postes d'extraction sera de 6.250 t et la capacité maximum de 8.000 t. L'effet utile par homme/poste est évalué à 2.175 kg.

La mise en activité de la mine est prévue pour 1959 et l'on escompte atteindre la production prévue en 1964-65.

Description des installations.

Puits.

L'exploitation de cette région aura lieu par deux puits de 7,20 m de diamètre utile. Du fait de la présence de 18 à 20 m d'alluvions et de la série aquifère du « Bunter » jusqu'à une profondeur de 180 m, on décida de foncer les puits par congélation jusqu'au terrain houiller.

Dans la partie congelée, le revêtement sera constitué de béton massif de 75 cm d'épaisseur.

Le Houiller s'étend jusqu'à 540 m de profondeur à partir de la surface. On n'a pas l'intention de foncer dès maintenant les puits jusqu'à la profondeur finale. Il y a suffisamment de charbon pour plusieurs décades dans les étages supérieurs et le fonçage sera arrêté à 390 m de profondeur. On envisage deux étages d'extraction à 360 m et à 265 m.

Engins d'extraction.

L'extraction se fera par cages et chaque puits sera équipé de 4 cages, mais momentanément le puits de retour d'air n'en aura que deux. Cet équipement donne au siège une grande possibilité d'extension de l'extraction.

On a adopté une disposition particulière pour les machines d'extraction de ce siège ; une machine de chacun des deux puits a été placée dans un même bâtiment au niveau du sol.

Le puits d'entrée d'air est équipé de 2 machines d'extraction à simple tambour à courant alternatif

triphase à 3.300 V, pouvant extraire le charbon et assurer le service du personnel et du matériel.

Les tambours ont 4,80 m de diamètre et 2,10 m de largeur.

La machine n° 1 de 1.500 ch est calculée pour extraire 275 t/h à une profondeur de 360 m.

La machine n° 2 de 2.100 ch est prévue pour une même extraction à une profondeur de 453 m.

Les deux machines ont une réserve de puissance suffisante pour assurer la même extraction à une profondeur plus grande, de 520 m.

Le puits de retour d'air est équipé d'une machine à double tambour de 4,80 m de diamètre et 1,05 m de largeur chacun. Elle peut extraire 250 t/h de charbon à une profondeur de 520 m et la cage peut desservir plusieurs étages. Cette machine sera principalement réservée à l'extraction des pierres, à la descente des remblais et au transport du personnel et du matériel.

Toutes les machines sont électriquement et mécaniquement identiques, sauf l'embrayage du tambour de la machine du puits d'air.

On a choisi des machines à courant alternatif plutôt que d'installer des groupes Ward Leonard dans le but d'avoir des installations moins coûteuses, aussi compactes que possible et soumises à moins de vibrations. Ces avantages devaient être pris en considération étant donné la mauvaise qualité des terrains de fondation.

La vitesse de translation sera de 10 m/s. On utilisera des câbles clos de 48 mm de diamètre. Les cages seront à 2 paliers, pouvant chacun contenir une berline de 3 t de charbon (6 t pour les pierres). La manœuvre pour le changement de palier est prévue en 20 sec.

Pour le transport du personnel, on a prévu (à tous les étages) l'engagement et le déengagement simultanés du personnel aux deux paliers. Toutes les machines seront utilisées pour le personnel au changement de poste.

Le guidonnage est constitué de poutres en acier en profil I et les cages seront équipées de mains courantes pneumatiques. Le chevalement est en acier. Il a 40 m de hauteur.

Le transport au fond sera assuré par des locomotives à accumulateurs de 65 ch (13 tonnes) et des berlines de 3 tonnes. L'écartement sera de 750 mm.

Circuit des berlines en surface.

Les berlines descendront par gravité vers des culbuteurs et des rebroussements. Sous les culbuteurs, le charbon est déversé par des alimentateurs oscillants sur la courroie qui le transporte vers le triage-lavoir. Chaque culbuteur peut recevoir deux catégories de charbon ou des pierres avec possibilité de séparer les produits, soit au point de chute quand il s'agit de pierres, soit à l'extrémité de l'alimentateur quand il s'agit de charbon.

Préparation du charbon.

On prévoit le concassage de tous les charbons industriels en dessous de 37,5 mm et le tamisage en dessous de 12 mm pour les meilleures qualités de charbon.

Les fines serviront à l'alimentation de la centrale électrique, mais il est également prévu de pouvoir introduire des charbons étrangers dans le circuit.

La préparation des charbons de bonne qualité compris entre 150 mm et 12 mm se fera dans un lavoir à liquide dense du type Barvoys prévu pour traiter 175 t/h. Le plus grand que 150 mm sera trié à la main.

Concassage des pierres.

Dans le but de réduire les affaissements miniers dans les terrains bas au voisinage de la Trent, on a l'intention de pratiquer le remblayage pneumatique. On utilisera des schistes de lavoir et des pierres concassées. A cet effet, on a prévu un concasseur de 300 t/h.

Ventilation.

Cette mine ayant une capacité de production importante, il faut prévoir une ventilation suffisante. Le débit doit pouvoir varier entre 70 m³/s à 12 mm d'eau jusqu'à 250 m³/s à 300 mm et un maximum de 280 m³/s à 375 mm d'eau. L'orifice équivalent sera de 5,4 m².

Les ventilateurs seront du type centrifuge, on a prévu la place pour 2 ventilateurs identiques, mais il n'y en aura qu'un installé jusqu'en 1960 (fig. 1).

Les ventilateurs seront actionnés par moteur synchrone de 1.400 ch, tournant à 750 tr/min par l'intermédiaire d'un accouplement hydraulique « Vulcan Sinclair » avec variateur de vitesse réglable entre 725 et 150 tr/min.

Une réduction supplémentaire dans la proportion de 2 à 1 donnera une vitesse finale de 365 tr/min.

Il est prévu un système efficient de réfrigération de l'huile et de l'eau pour dissiper la chaleur qui se dégage quand le glissement est important. On considère qu'une mine qui se développe rapidement doit pouvoir disposer d'un ventilateur à vitesse très variable tant au point de vue économique qu'au point de vue technique.

Les complications dues à une vanne de contrôle sont évitées. Il est possible de changer de vitesse pendant la marche et de réduire la ventilation pendant les week-end et les jours de vacances si c'est nécessaire.

La galerie reliant les ventilateurs au puits est un tunnel en béton dont la couronne est au niveau du sol (fig. 2). Le puits sera fermé par un sas.

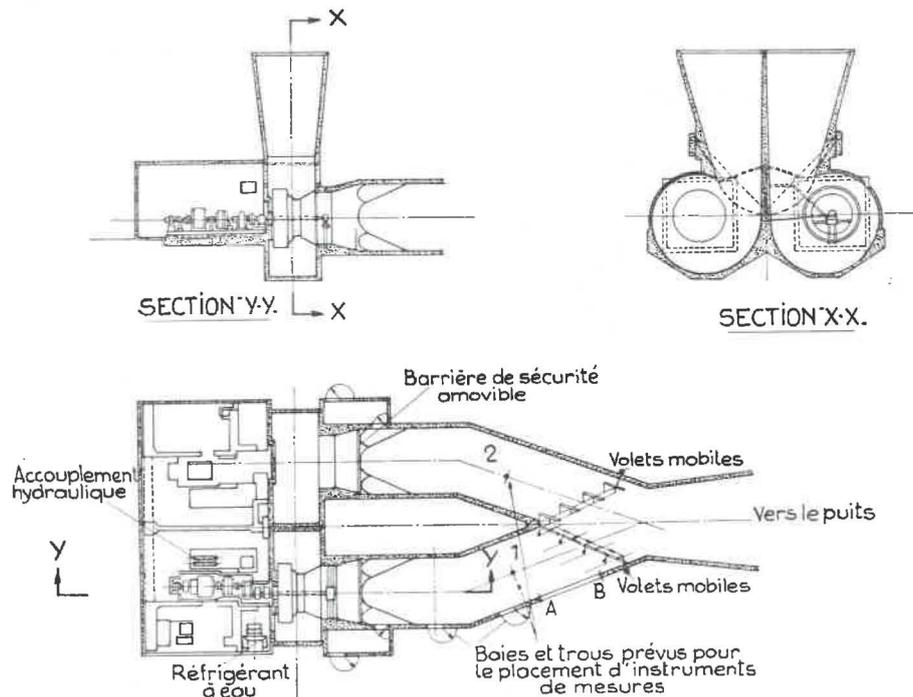


Fig. 1. — Disposition des ventilateurs et galeries de liaison du puits de retour d'air aux ventilateurs.

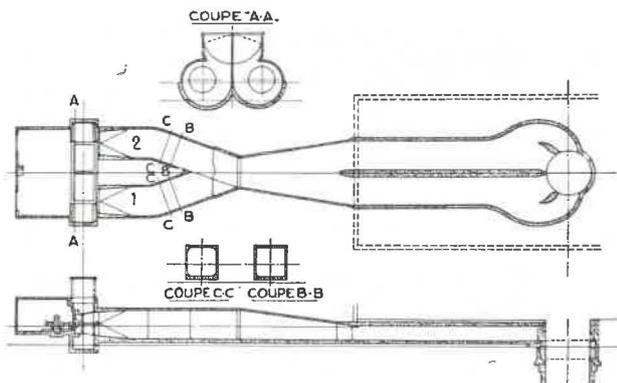


Fig. 2. — Détail de la galerie de liaison du puits aux ventilateurs.

Il est possible d'inverser la ventilation. A cet effet, on ferme la porte qui peut obturer une des jambes de l'Y branchée sur la galerie en béton venant du puits de retour d'air. On ouvre une baie AB donnant à l'extérieur dans la branche 1. Le ventilateur aspire l'air de l'extérieur par la baie AB et le refoule par la jambe 2 vers le puits. Cette disposition permet donc l'inversion de la ventilation.

Compresseurs.

Les compresseurs sont principalement prévus dans le but de couvrir les besoins des remblayeurs pneumatiques et des marteaux perforateurs pour le creusement des bouevaux. On prévoit une capacité totale de 30.000 à 35.000 m³/h en 4 à 5 unités (turbo-compresseur) de 6.000 à 10.000 m³/h. La pression de refoulement sera de 6,5 kg/cm².

Energie.

Le courant est reçu à la mine à 11.000 V et transformé en 3.300 V. Les réseaux des moteurs seront à 500-550 V. On prévoit une charge totale de 12 à 15.000 kVA.

Bains-douches.

Les bâtiments de surface comprennent des bains-douches, des bureaux, des magasins. Les fondations de ces bâtiments reposent sur le grès solide à environ 18 m sous la surface du sol. Les bains-douches sont prévus pour 3.000 hommes en 3 unités de 1.000.

Visite du Central Engineering Establishment à Bretby

Le vendredi 7 novembre, les membres de la Commission ont été invités à visiter le nouveau Centre de Bretby, situé à 20 km au sud de Derby et au nord-ouest de Leicester (fig. 1).

Ce Centre, dont la création a été décidée par le National Coal Board en 1952, a déjà démarré au mois de décembre de l'année 1955. Il répondait à un besoin urgent du Board qui désirait pouvoir

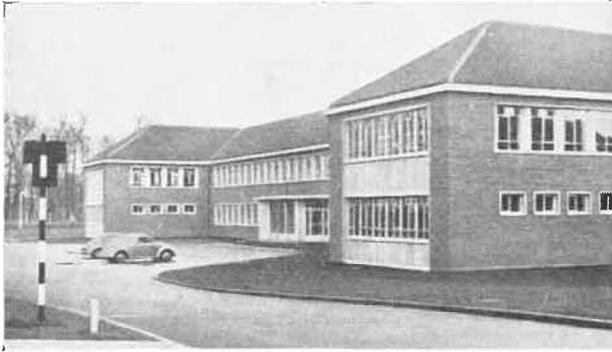


Fig. 1. — Vue frontale de l'établissement montrant les bureaux et les services administratifs.

développer de nouvelles techniques, mettre au point de nouvelles machines et établir des critères valables pour réceptionner et apprécier les matériels de consommation courante dans les mines.

Les principaux objectifs du Centre sont :

- 1) concevoir, construire et faire construire en vue d'améliorer le matériel existant et d'établir des prototypes ;
- 2) préparer les projets, plans et maquettes de nouvelles machines et faire appel à des constructeurs extérieurs pour leur réalisation ;
- 3) aider financièrement et techniquement les firmes britanniques qui construisent du matériel minier pour accélérer la mise au point ou l'introduction de nouvelles techniques ;
- 4) essayer les prototypes déjà construits par l'Établissement, ainsi que les équipements fournis par des firmes extérieures ;
- 5) déterminer les normes et les procédés de réception et d'essais à utiliser par le National Coal Board pour apprécier la qualité du matériel de consommation courante ;
- 6) effectuer les essais de réception du matériel au stade de la préproduction ou de la construction.

Le Centre travaille en collaboration étroite avec le C.R.E. (Coal Research Establishment) de Cheltenham et avec le M.R.E. (Mining Research Establishment) de Isleworth.

Une partie des idées mises en œuvre au Centre de Bretby sont apportées par ces Centres qui les ont poussées jusqu'au stade des réalisations pratiques.

En retour, le Centre de Bretby peut transmettre aux deux Centres nommés ci-dessus des problèmes pour lesquels des recherches fondamentales sont encore nécessaires.

En novembre 1958, le Centre comprenait un effectif total de 500 personnes dont plus de 175 in-

génieurs et techniciens. Il dispose d'un budget annuel de 2 millions de Livres.

L'organisation détaillée du Centre, les laboratoires de recherches et les halls d'essais ont été décrits en détail dans les Annales des Mines de Belgique de décembre 1957, pages 1153 à 1162. Nous y renvoyons le lecteur.

Au cours de cette visite, les membres de la Commission ont eu l'occasion de suivre quelques-unes des études en cours, notamment sur :

- le transport hydraulique du charbon ;
- l'abatage hydraulique du charbon avec orientation à distance du monitor ;
- la machine à creuser les tunnels en roche de 5,40 m Ø (la puissance installée sur cette machine est de plus de 600 ch) ;
- de nouvelles machines d'abatage pour couches minces ;
- un dispositif de manutention mécanique des câbles électriques alimentant les machines d'abatage ;
- les nouveaux soutènements pour tailles ;
- une machine pour le creusement mécanique des voies de chantier (fig. 2).

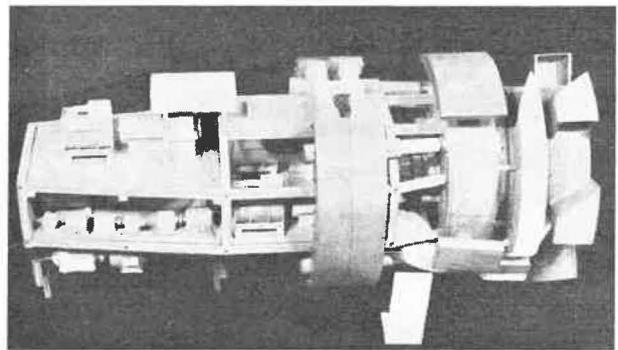


Fig. 2. — Vue latérale de la maquette de la machine à creuser les bouevaux.

Une petite exposition rassemblant les quatre principaux types de soutènement marchant les mieux au point en Grande-Bretagne, avait été organisée dans un des halls. Les visiteurs ont pu examiner à l'aise et en détail :

- les Dowty Roofmaster ;
- les piles marchantes « Seaman Gullick » ;
- les éléments marchants « Dobson » ;
- les piles marchantes « Desford-Wild ».

Cette visite a vivement impressionné les membres de la Commission et leur a permis de se rendre encore mieux compte des efforts énormes déployés par le National Coal Board pour améliorer les techniques minières, sous leurs aspects les plus divers.

Inflammations d'huile provoquées par la blessure des câbles électriques

J. LECLERCQ

Ingénieur principal divisionnaire des Mines

avec la collaboration de

V. FIEVEZ

Délégué à l'Inspection des Mines.

O. DEGEYTER

Délégué à l'Inspection des Mines.

(2^e Partie) *

SOMMAIRE : II. — Essais effectués en 1958	175
A. — Expériences sur les conditions de division de l'huile	175
B. — Expériences sur émulsions d'huile	180
C. — Essais sur câbles de fabrication nouvelle, belge et étrangère	181
D. — Ampleur d'un incendie d'huile	186
E. — Essai d'extinction d'un incendie d'huile avec des lances de pompier	192

II. — Essais effectués en 1958

En mai 1958, nous avons recommencé une nouvelle série comportant 150 essais, consignés dans les tableaux XVII et XVIII.

Les quatre premiers essais (58/1 à 4) furent effectués dans les conditions décrites dans la 1^{re} série 1957, c'est-à-dire choc orthogonal par une cornière solidaire de la poutrelle sur un câble $3 \times 35 \text{ mm}^2$, au papier imprégné, disposé sur un claveau en béton. Deux de ces essais ont donné lieu à inflammation, deux autres n'ont pas donné d'inflammation ; pour l'une de ces non-inflammations, la tôle écran n'était pas placée ; pour l'autre, le jet n'était plus dirigé sur le point d'impact parce que le claveau s'était dérobé.

Nous avons donc remplacé ce claveau par une poutrelle solidaire du châssis du mouton, afin de réaliser des chocs dans des conditions aussi semblables que possible.

A. — Expériences sur les conditions de division de l'huile.

Les 60 premiers essais ont eu pour but de rechercher les conditions de division de l'huile et de débit pour lesquelles il y a inflammation et maintien de la flamme.

Le débit et la division de l'huile dépendent de la température de l'huile, de la section et de la forme de l'orifice de sortie, et de la pression dans le ré-

servoir d'huile. Les essais ont été effectués avec une pression d'environ 6 kg/cm^2 ; nous comptons cependant, pour tenir compte des hautes pressions en usage dans les fluides hydrauliques, utiliser des pressions plus élevées dans des essais futurs.

La température a varié de 10 à 20° , elle est parfois notée dans les tableaux XVII et XVIII, cette température étant d'une mesure difficile avec le dispositif employé.

Pour les sections de projection d'huile, on a utilisé, soit des orifices circulaires, dont le diamètre a varié de $0,5$ à 17 mm , soit des orifices rectangulaires déjà employés en 1957.

Les débits sont consignés dans le tableau XVII ; ils ont été mesurés, à environ 10% près, à la température de 18° , pour une pression de 6 kg/cm^2 .

TABLEAU XVII.

Orifice de sortie	Débit pour
Trou circulaire de $0,5 \text{ mm } \varnothing$	0,26 l/m
» » de $1 \text{ mm } \varnothing$	2,72 l/m
» » de $2 \text{ mm } \varnothing$	7 l/m
» » de $3,5 \text{ mm } \varnothing$	13,6 l/m
» » de $8 \text{ mm } \varnothing$	30 l/m
» » de $10 \text{ mm } \varnothing$	33 l/m
» » de $17 \text{ mm } \varnothing$	36 l/m
Fente rectangulaire de $8 \times 0,8 \text{ mm}$	6,6 l/m
» » de $13 \times 0,8 \text{ mm}$	18 l/m
Fente $0,8 \times 8 \text{ mm}$ + trou $3,5 \text{ mm}$	21 l/m
Pistolet graphiteur	0,36 l/m

* La première partie a paru dans la 1^{re} livraison de janvier 1959.

TABLEAU XIX.
Orifice circulaire de 3,5 mm \varnothing — Débit 13,6 litres/min

Numéros	Hauteur	Mode de choc	Réglage des déclencheurs	Déclenchement	Non-Inflammation	Flamme fugace	Inflammation	T° huile	Date 1958	Distance de l'orifice du jet au point impact		Observation
										d = portée du jet	h = hauteur du jet	
58/1	1 m	Cornière et claveau béton incliné	CCI 5 \times IN 90 A 3 sec	inst.	PI				10/5	d = 0,70 h = 0,30	Pas d'écran	
2	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.	id.	
3	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.	id.	
4	0,80 m	id.	id.	id.	PI				id.	id.	id.	
5	0,80 m	Cornière et poutrelle	id.	id.	PI				12/5	0,60 \times 0,30	Ecran	
6	0,80 m	id.	id.	id.	PI				id.	id.	Fumées	
7	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	0,95 \times 0,09	Jet horizontal	
8	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		
9	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.	L'huile n'arrive pas sur la tôle écran	
10	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.	id.	
11	1 m	id.	id.	id.			I		id.	0,95 \times 0,42	Le jet est plongeant	
12	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		
13	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		
23	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		
62	1 m	id.	CCR 90 A 3 sec	3 sec.			I		4/6	id.	Câble troué	
63	1 m	id.	id.	3 sec.			I		id.	id.		
64	1 m	id.	CCI 6 \times IN 90 A 3 sec	inst.			I	19°	id.	2 m \times 0,42		
65	0,60 m	id.	id.	2 sec.			I		id.	id.	Disjoncteur déclenché après 2"	
66	0,80 m	id.	id.	inst.	PI				id.	id.	Pas d'étincelles extérieures	
67	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	0,95 \times 0,42		
Trou circulaire de 8 mm \varnothing — Débit 30 litres/min												
34	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 \times IN 90 A 3 sec	inst.			I		14/5	0,95 \times 0,42		
109	0,80 m	id.	id.	id.			I		20/9	id.		
Trou circulaire de 10 mm \varnothing — Débit 33 litres/min												
47	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 \times IN 90 A 3 sec	inst.	PI			18°	16/5	0,70 \times 0,30		
48	1 m	id.	id.	id.			I	18°	id.	id.		

49	1 m	id.	id.	id.			I	18°½	id.	id.	
50	1 m	id.	id.	id.	PI			13°½	19/5	id.	
51	1 m	id.	id.	id.	PI			14°	id.	id.	
52	1 m	id.	id.	id.	PI			14°	id.	id.	
53	1 m	id.	id.	id.	PI			14°	id.	id.	
54	1 m	id.	id.	id.	PI			14°	id.	id.	
55	1 m	id.	CCR 90 A 3 sec	3 sec.	PI			14°	id.	id.	Arcs non continus
56	1 m	id.	id.	3 sec.			I	15°½	id.	id.	Gros arcs
57	1 m	id.	id.	3 sec.				16°½	id.	id.	Câble troué. Gros arcs
58	1 m	id.	id.	3 sec.		FF		17°	id.	id.	id.
59	0,80 m	id.	id.	3 sec.		FF		19°	id.	id.	id.
Trou circulaire de 17 mm Ø — Débit 36 litres/min											
60	0,80 m	Cornière et poutrelle	CCR 90 A 3 sec	3 sec.		FF		17°½	19/5	0,70 × 0,30	Câble troué. Gros arcs
61	0,80 m	id.	id.	3 sec.	PI			18°	id.	id.	Câble troué. Gros arcs
Trou circulaire de 1 mm Ø — Débit 2,72 litres/min											
14	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.			I		12/5	0,95 × 0,42	
35	1 m	id.	id.	id.	PI				14/5	id.	Réservoir vide ?
Trou circulaire de 0,5 mm Ø — Débit 0,26 litre/min											
42	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.	PI				16/5	0,95 × 0,42	
43	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	0,70 × 0,30	
44	1 m	id.	id.	id.	PI				id.	id.	
45	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.	
46	1 m	id.	id.	id.	PI				id.	id.	
Essais spéciaux — Pistolet graphiteur — Débit 0,36 litre/min											
22	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 2 sec	inst.	PI				13/5	0,60 × 0,30	Dispositif d'huile
31	1 m	id.	id.	id.	PI				14/5	id.	Pistolet graphiteur
32	1 m	id.	id.	id.			I		id.	0,95 × 0,42	id.
33	1 m	id.	id.	id.	PI				id.	0,60 × 0,30	Pistolet graphiteur + jet de 3,5 mm de Ø. Inflammation très grosse et explosion
Fente de 13 × 0,8 mm — Débit 18 litres/min											
15	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.			I		12/5	0,95 × 0,42	
16	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.	

Numéros	Hauteur	Mode de choc	Réglage des déclencheurs	Déclenchement	Non-Inflammation	Flamme fugace	Inflammation	T° huile	Date 1958	Distance de l'orifice du jet J au point impact I		Observation								
										h = hauteur du jet	d = portée du jet									
Fente de 13 × 0,8 mm — Débit 18 litres/min (suite)																				
17	0,80 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.		FF			13/5	d	h									
										0,95	× 0,42									
18	0,80 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.										
19	0,80 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.										
20	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.										
21	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.										
Fente de 8 × 0,8 mm — Débit 6,6 litres/min																				
26	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.		FF			14/5	0,72	× 0,48	Pas de tôle écran. Mur en claveau à 0,90 m du point d'impact								
27	1 m	id.	id.	id.		FF			id.	id.		id.								
28	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		On a placé une tôle écran								
29	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.										
73	0,80 m	id.	CCI 6 × IN 90 A 3 sec	id.		FF			5/6	id.										
Fente de 8 × 0,8 mm + jet circulaire — Débit																				
<table style="margin-left: auto; margin-right: auto;"> <tr> <td style="font-size: 2em;">{</td> <td style="padding: 0 5px;">Fente</td> <td style="padding: 0 5px;">6,6 litres/min</td> </tr> <tr> <td></td> <td style="padding: 0 5px;">3,5 mm Ø</td> <td style="padding: 0 5px;">13,6 litres/min</td> </tr> <tr> <td></td> <td style="padding: 0 5px;">1 mm Ø</td> <td style="padding: 0 5px;">2,72 litres/min</td> </tr> </table>												{	Fente	6,6 litres/min		3,5 mm Ø	13,6 litres/min		1 mm Ø	2,72 litres/min
{	Fente	6,6 litres/min																		
	3,5 mm Ø	13,6 litres/min																		
	1 mm Ø	2,72 litres/min																		
24	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.			I		13/5	} 0,95 × 0,42 0,72 × 0,48		Jet de 3,5 mm de Ø								
25	1 m	id.	id.	id.			I		id.			Fente 8 × 0,8								
30	1 m	id.	id.	id.			I		14/5	id.		id.								
36	1 m	id.	id.	id.		PI		12°	id.	id.		Jet de 1 mm de Ø + Fente de 8 × 0,8								
37	1 m	id.	id.	id.		PI		id.	id.	id.		id.								
38	1 m	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.		PI		12°	14/5	} 0,95 × 0,42 0,72 × 0,48		Jet de 1 mm de Ø + Fente 8 × 0,8								
39	1 m	id.	id.	id.			FF		id.		id.		Jet de 3,5 mm de Ø Fente de 8 × 0,8							
40	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.										
41	1 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id.								
68	0,80 m	id.	CCI 6 × IN 90 A 3 sec	id.			I		5/6			id.								
69	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id.								
71	0,80 m	id.	id.	id.		PI			id.	id.		id.								
72	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id.								
74	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id. Eau + air comprimé								
100	1 m	id.	CCR	3 sec.			I		3/9	id.		id. Eau								
106	1,20 m	id.	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	inst.			I	23°	13/9	id.		id.								
107	0,80 m	id.	id.	id.		PI			20/9	id.		id. (jet mal dirigé)								
108	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id.								
112	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id.								
113	0,80 m	id.	id.	id.			I		id.	id.		id.								

Quant à l'énergie de choc, elle a été calculée en 1957. Le tableau XVIII donne les énergies correspondant aux différentes hauteurs de choc.

En fait, dans cette première série destinée à étudier les conditions de division de l'huile, nous avons utilisé une seule énergie de choc, soit 120 kgm ; pour quelques essais, nous avons ramené cette énergie à 94 kgm.

TABLEAU XVIII.

Hauteur de chute	Energie de choc
0,40 m	42 kgm
0,45 m	48 kgm
0,50 m	59 kgm
0,60 m	68 kgm
0,80 m	94 kgm
1 m	120 kgm
1,20 m	146 kgm
1,40 m	172 kgm
1,50 m	185 kgm
1,70 m	211 kgm

Pour la plupart de nos essais, les 3 relais du disjoncteur étaient réglés dans la position CCI $5 \times IN$, c'est-à-dire $5 \times 75 A = 375 A$. Ils devaient donc fonctionner en « instantané » lorsque l'intensité du courant qui les parcourait était égale ou supérieure à $375 A \pm 10 \%$. Lorsque le courant qui parcourait ces relais était compris entre 90 et 375 A, le disjoncteur devait déclencher en 2 ou 3 sec, temps pour lequel ces relais étaient réglés.

En fait, avec l'énergie de choc employée et le câble au papier imprégné utilisé, nous avons pu observer que la disjonction était pratiquement instantanée. Nous ne disposions plus, à ce moment, de l'oscillographe utilisé en 1957.

C'est en observant le disjoncteur que nous pouvons dire que la disjonction a été instantanée dans la plupart des essais.

Rappelons que les temps de coupure mesurés en 1957 pour les disjonctions « instantanées » ont été trouvés égaux à 80 à 100 msec.

Lors des 10 premiers essais, nous avons constaté que nous n'obtenions pas d'inflammation, soit à cause de l'absence d'écran, soit parce que la distance entre l'orifice et le point d'impact était trop courte, soit parce que la projection du jet était trop horizontale, ce qui empêchait l'huile enflammée de se fixer sur l'écran. C'est pour ces raisons inhérentes au dispositif employé que nous avons, à partir de l'essai 11, porté cette distance à 0,95 m en horizontale tout en remontant l'orifice d'huile à 0,42 m au-dessus du plan horizontal passant par le point d'impact.

Nous avons, dans quelques essais, porté cette distance à 2 m et nous avons l'intention d'expé-

menter, dans un but d'investigation, des longueurs de jet beaucoup plus grandes et des pressions plus élevées.

Le tableau XIX (voir en page 176) donne les résultats obtenus pour les différents orifices débitant l'huile.

Orifice de 3,5 mm de diamètre.

Les résultats des dix premiers essais sont déjà annoncés ci-dessus.

Pour les dix essais suivants pour lesquels les jets étaient plus plongeants, nous avons obtenu 9 inflammations. Trois de ces essais, avec une projection d'huile distante de 2 m, nous ont donné deux inflammations et une non-inflammation. Mais pour ce dernier essai, nous n'avons pas observé d'étincelles extérieures.

Orifice circulaire de 8 mm de diamètre.

Les deux essais ont donné lieu à inflammation.

Orifice de 10 mm de diamètre.

Les huit premiers essais avec cet orifice n'ont donné lieu qu'à deux inflammations. Remarquons que la température de l'huile était de 18° lors de ces deux inflammations.

Pour cinq autres essais, elle était comprise entre 13° et 14° .

Cinq essais ont été effectués avec réglage CCR 3 sec. Malgré les gros arcs obtenus se manifestant d'ailleurs par des trous dans les câbles, nous n'avons obtenu qu'une inflammation. Le jet obtenu avec cet orifice est très compact et un peu parabolique. Nous avons en conséquence réglé ce jet de façon qu'il touche le point d'impact. Les éclaboussures préalables sur la tôle écran paraissent donner une flamme fugace pour les trois derniers essais, mais le jet compact d'huile éteint les arcs qui se manifestent pendant 3 sec.

Il semble bien qu'avec le jet de 10 mm de diamètre, nous voisinons un seuil supérieur dans la division de l'huile qui ne provoque plus d'inflammation même avec des arcs durant plusieurs secondes.

Trou circulaire de 17 mm de diamètre.

Les deux essais effectués avec cet orifice confirment cette impression puisqu'ils n'ont donné lieu à aucune inflammation malgré de gros arcs se répétant pendant 3 sec et une température de l'huile d'environ 18° .

Nous avons ensuite recherché le seuil inférieur, c'est-à-dire les débits minima d'huile très divisée qui ne s'enflamment plus.

Trou circulaire de 1 mm de diamètre.

Sur deux essais, nous avons obtenu une inflammation.

Trou circulaire de 0,5 mm de diamètre.

Cinq essais n'ont donné lieu à aucune inflammation.

Il semble donc qu'un débit aussi faible d'huile provoque, au contact des arcs, un mélange d'huile très divisée et d'air qui ne s'enflamme pas parce que trop pauvre en combustible. Pour ces débits, l'huile est encore cependant divisée en fines gouttelettes.

Pistolet graphiteur.

Dans ces essais, nous avons utilisé un pistolet graphiteur d'usage courant dans les garages. L'huile est pulvérisée en brouillard qui est dirigé sur le point d'impact en ramenant la distance à 0,60 m.

Trois essais ne donnent pas lieu à inflammation, mais seulement à un peu de fumées bleues.

L'essai 32 a allumé un jet passant par un orifice de 3,5 mm de diamètre. Dans la flamme obtenue, on a dirigé le jet du pistolet graphiteur ; il s'est produit une petite explosion et une flamme d'une violence inouïe.

Contrairement à ce qui se passe dans un brûleur à mazout où l'huile est également pulvérisée en brouillard, nous n'obtenons plus d'inflammation.

Dans ces expériences, les étincelles sont de courte durée et provoquées à une certaine distance de la sortie de l'huile, tandis que, dans un brûleur à mazout, on provoque des arcs d'une longueur suffisante pendant un temps assez long, environ 6 sec, et en un endroit bien choisi situé au voisinage immédiat de la sortie du jet.

Fente rectangulaire de $15 \times 0,8$ mm.

Deux essais du 12 mai 1958 provoquent une inflammation. Cinq essais effectués le lendemain, soit le 13 mai 1958, ne donnent que des flammes fugaces.

Ces essais ont pourtant été effectués dans les mêmes conditions de choc et de direction de jet. Seule a pu changer la température de l'huile, température que nous n'avons pas mesurée à cette date.

Rappelons que c'est avec cet orifice que la majorité de nos essais de 1957 ont été faits et avaient donné inflammation.

Fente rectangulaire de $8 \times 0,8$ mm.

Les deux essais 26 et 27 n'ont donné lieu qu'à une flamme fugace de quelque 3 sec de durée ; la tôle écran n'était pas placée ; le jet, après avoir passé sur le point d'impact, s'écrasait contre le mur en claveau.

Pour les essais 28 et 29, on a dirigé le jet pour éclabousser la tôle écran et ils ont donné lieu à des inflammations durables.

Fente rectangulaire de $8 \times 0,8$ mm plus jet circulaire de 3,5 mm ou de 1 mm.

Les orifices de sortie de l'huile sont disposés de part et d'autre du point d'impact (fig. 18).

L'orifice circulaire est distant de 0,95 m en horizontale du point d'impact et se situe à 0,42 m au-dessus du plan horizontal passant par ce point d'impact.

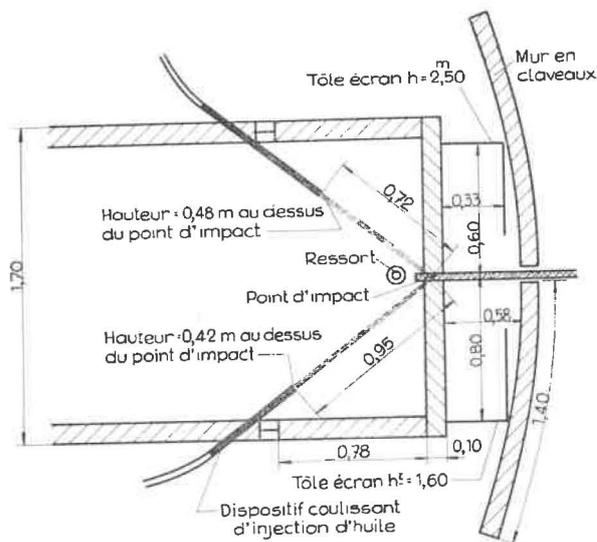


Fig. 18.

Ces distances sont respectivement 0,72 m et 0,48 m pour l'orifice rectangulaire.

Sur 20 essais effectués avec ce dispositif, nous avons obtenu 14 inflammations. Lors de trois essais n'ayant pas donné lieu à inflammation, la température de l'huile n'était que de 12° et le jet circulaire était produit par un orifice de 1 mm de diamètre.

Les flammes ont une ampleur effrayante.

B. — Expériences sur émulsion d'huile.

Nos essais tant de 1957 que de 1958 nous ont montré que, lorsque la température de l'huile est inférieure à 14°, elle s'enflamme difficilement. Pour cette température, la viscosité de l'huile est sensiblement augmentée.

Or si, pour des températures élevées soit 80 à 100°, les viscosités des différentes huiles minérales sont très voisines l'une de l'autre, elles divergent par contre très fort aux basses températures.

Nous avons essayé, les 5 et 6 octobre 1958, une émulsion d'huile employée comme fluide hydraulique dans un charbonnage de la région. Cette émulsion contient 25 % d'eau. A la température de 17°, elle se présente en un liquide semi-pâteux s'écoulant lentement à la pression atmosphérique.

Une première série d'essais a été effectuée à cette température ; comme pour les expériences précédentes, l'huile était contenue dans un réservoir sous la pression de 6 kg/cm² et amenée aux orifices de sortie par des boyaux de marteau-pic de 15 m de longueur.

Dans ces conditions :

- 1) à la sortie de la fente $15 \times 0,8$, l'huile bave sans donner lieu à projection en nappe ;
- 2) par l'orifice rond de 8 mm, le jet est parabolique d'une portée de 30 cm et n'est pas divisé ;
- 3) par l'orifice de 3,5 mm, le jet est également parabolique d'une portée d'environ 1 m sans division apparente.

1. Au contact d'arcs électriques.

Avec cet orifice de 3,5 mm de diamètre, deux essais ont été faits avec disjonction retardée respectivement à 3 et 5 sec. Ils n'ont pas donné lieu à inflammation malgré la présence de gros arcs extérieurs.

Nous avons alors diminué la longueur des flexibles à 2,50 m de façon à diminuer la perte de charge dans ce flexible et à augmenter ainsi la pression effective à la sortie de l'orifice. D'autre part, nous avons réchauffé l'huile et porté sa température à 21°, 37° et même 60°, pour tenir compte des conditions des températures rencontrées en pratique, l'huile s'échauffant jusqu'à 50 et 60° par le travail qu'elle fournit.

Pour quatre essais, la disjonction était retardée à 3 sec :

1) huile à 37°, jet de 3,5 mm de diamètre, distance 0,70 m : de petites flammes apparaissent au cours de l'essai mais ne durent pas après extinction des arcs ;

2) mêmes conditions, mais distance portée à 1 m pour que le jet tombe plus divisé sur l'arc. Il y a des flammes de 0,40 m de hauteur pendant l'essai, mais elles ne durent pas après extinction des arcs ;

3) température 21°, jet de 2 mm de diamètre, distance 1 m : même résultat qu'en 2) ;

4) huile à 60°, jet de 2 mm de diamètre, distance 1 m : même résultat qu'en 2) et 3) ;

5) disjonction instantanée, jet de 2 mm, distance 1 m : il n'y a que peu d'étincelles et pas d'inflammation même fugace.

Ces essais sont évidemment trop peu nombreux pour qu'on puisse en tirer une conclusion formelle. Ils seront poursuivis. On peut néanmoins dire qu'il semble que, dans ces conditions de durée d'arcs et de division d'huile, il n'y ait pas d'inflammation durable. Il se produit cependant une inflammation fugace.

2. Au contact d'autres sources de chaleur.

Les essais suivants ont eu pour but de se rendre compte si une telle huile pouvait alimenter un incendie.

On utilise des bacs en tôle de 0,30 × 0,40 × 0,05 m.

1) Dans un de ces bacs, on verse 1/4 de litre d'huile légère essayée précédemment ; dans l'autre également, 1/4 de litre d'émulsion d'huile. On obtient ainsi une lamelle très mince d'huile sur le fond du bac. On laisse tomber dans ces deux bacs des tisons de charbon allumé provenant d'un brasero. L'huile légère brûle immédiatement sur toute la surface du bac avec fumées noires très abondantes et des flammes de 0,60 m à 0,70 m de hauteur. La combustion dure 7 minutes. L'émulsion d'huile s'enflamme plus difficilement, avec des flammes

plus localisées de 0,10 m de hauteur. Les fumées grises au début deviennent noires par la suite. La combustion dure 25 min.

2) Dans un bac de mêmes dimensions, on verse 1/2 litre d'huile émulsionnée et on allume encore avec des braises rougies provenant du brasero. On souffle sur le foyer un peu d'air comprimé : les flammes sont très chaudes, blanches comme celles d'un chalumeau. La fumée est grise et la combustion dure 10 min.

3) On trempe un torchon dans l'émulsion et on le place sur le brasero. L'huile brûle immédiatement avec de hautes flammes. On place ce torchon dans le bac contenant 1/2 litre d'huile émulsionnée ; on souffle un peu d'air comprimé ; la combustion dure 30 min.

4) On dispose un peu d'huile émulsionnée sur une spatule et on verse alors cette huile dans le brasero ; l'huile s'enflamme ; la flamme gagne la spatule et s'y maintient.

En conclusion, cette huile, très visqueuse aux températures ambiantes, s'enflamme plus difficilement que l'huile légère ; cependant, divisée par porosité dans un torchon qui joue le rôle d'une mèche, elle s'enflamme facilement. D'autre part, répandue en mince pellicule sur une tôle, elle brûle au contact d'une braise rouge ; on observe que la braise, qui émerge de la pellicule, aspire immédiatement l'huile comme le ferait une mèche et produit une flamme d'une certaine hauteur. On peut alors s'imaginer que la tôle s'échauffe autour de cette braise, ce qui provoque l'évaporation de l'eau (fumées grises). Le point éclair de cette huile est alors atteint et toute la surface s'enflamme progressivement.

De telles huiles pourraient donc alimenter un incendie.

C. — Essais sur câbles de fabrication nouvelles, belge et étrangère.

1. Câble 3 × 35 mm² isolé au papier avec gaine extérieure en P.V.C.

Le 2 mars 1957, on nous a présenté un câble armé de mine ; ce câble a quatre conducteurs, dont un de terre, avec isolement au papier imprégné, mais

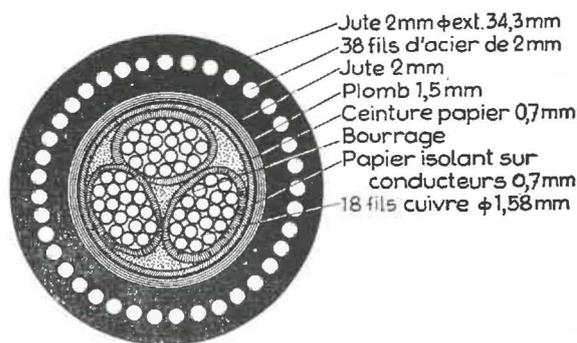


Fig. 19.

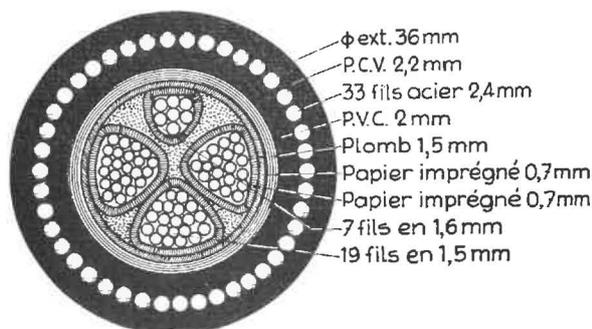


Fig. 20.

on a remplacé le jute des câbles classiques par deux couches de P.V.C. (fig. 20). Ce câble, d'un diamètre extérieur de 36 mm, a une section totale de 1018 mm² pour une section de conducteurs 3 × 35 mm² et 14 mm², soit 119 mm², soit encore un rapport de sections d'environ 9.

Les résultats des essais sont consignés dans le tableau XX.

TABLEAU XX.

Essais sur câble nouvelle fabrication belge 1957 — 700 V.

N°	Hauteur	Mode de choc	Déclencheurs	Déclenchement	Pas Infl.	Inflammation	T° huile	Date	Observation
57/97	0,80	Cornière sur claveau incliné	CCI 5 × IN 90 A 3 sec.	non	PI			2/3/57	Expér. devant fabricant câble
98	1,20	id.	id.	inst.	PI			id.	id.
99	1,70	id.	id.	id.		I		id.	id.
111	0,60	id.	id.	non	PI			4/3/57	
112	0,50	id.	id.	non		I		id.	
113	0,50	id.	id.	½ sec.		I		id.	
114	0,45	id.	id.	non	PI			id.	
115	0,45	id.	id.	retardé	PI			id.	
116	0,40	id.	id.	non	PI		18°	5/3/57	
117	0,50	id.	id.	inst.	PI		id.	id.	
118	0,50	id.	id.	id.	PI		id.	id.	
119	1 m	plat poutrelle sur coup. rail	id.	id.	PI			id.	
120	1 m	id.	id.	id.	PI			id.	

Le disjoncteur, muni de ses trois relais électromagnétiques, était réglé en CCI, 5 × IN ou 375 A 3 sec, surcharge 90 A.

Le choc était à l'époque produit par la chute de la poutrelle munie de la cornière sur claveau incliné ; pour les deux derniers essais, il était produit par la chute du plat de l'aile de la poutrelle sur le câble disposé à plat sur un coupon de rail. La distance entre l'orifice et le point d'impact était de 0,60 m à 0,92 m.

Pour 13 essais, nous avons obtenu trois inflammations, l'une pour une hauteur de chute de 1,70 m (211 kgm), les deux autres pour une hauteur de chute de 0,50 m (59 kgm).

Quant à l'énergie de choc, on ne peut tirer aucune conclusion formelle au point de vue inflammation.

Douze de ces essais ont été enregistrés sur oscillogrammes.

L'oscillogramme 97 montre l'apparition d'un courant très faible (60 A) dans chacune des phases, les tensions restant pratiquement invariables. Au galvanoscope, on n'a pas décelé de défaut entre phases, mais un défaut entre une phase et la terre ; précisons que le conducteur neutre était raccordé à la terre.

Les oscillogrammes 114 et 116 (hauteur de chute 0,40 à 0,45 m) ne montrent pas de court-circuit.

Les oscillogrammes 99 (h = 1,70 m), 117 (h = 0,50 m) montrent des court-circuits comme ceux décrits précédemment, avec intensité de 450 à 517 A et déclenchement en 91 ou 100 ms.

Les autres oscillogrammes montrent des courts-circuits généralement biphasés, du moins pendant la majeure partie du phénomène.

Parmi ces oscillogrammes, le n° 112 (h = 0,50 m) qui comporte 25 périodes (520 ms) montre un court-circuit biphasé. Le disjoncteur n'avait pas déclenché au bout de 10 sec ; l'intensité maximum relevée des courants de défaut est de 400 A dans la phase 3. Cet essai a donné lieu à inflammation.

L'examen du câble montre une fente légère dans la gaine extérieure en P.V.C. ; la gaine intérieure et celle de plomb sont intactes. Les deux conducteurs qui étaient situés dans l'axe vertical de la chute du mouton, ont été en contact franc ; le papier isolant est brûlé ; des fils de cuivre sont sectionnés et perlés, ces perles se remarquent sur environ 2 cm ; le papier est brûlé jusqu'à l'extrémité libre du câble, distante de 15 cm ; les étincelles

n'ont donc pu sortir que par cette extrémité libre.

Le n° 111 (h = 0,60 m) montre un court-circuit biphasé entre 1 et 3, avec une intensité maximum de 400 A : il n'y a pas eu déclenchement.

Le n° 115 (h = 0,45 m) montre un court-circuit biphasé entre 1 et 3, avec intensité maximum de 390 A, décrochement nombreux dans les courbes des intensités 1 et 3, mais peu de variation dans les tensions correspondantes ; le court-circuit devient ensuite triphasé pendant 5 périodes, avec une intensité de 420 A, et il y a déclenchement, soit avec un retard de 1 sec.

Les n° 118 et 119 (h = 0,50 m et 1 m) montrent des courts-circuits biphasés avec intensités de 470 et 415 A et déclenchement au bout de 104 et 95 ms.

En conclusion, le déclenchement du disjoncteur est irrégulier ; il peut être retardé, l'intensité étant alors voisine de celle de 375 A ± 10 %, qui doit provoquer une disjonction instantanée ; la disjonction n'a pas eu lieu dans certains cas, alors que les courants sont nettement supérieurs à 90 A.

Il semble que les couches de P.V.C. jouent le rôle d'un matelas amortisseur, réduisant l'énergie du choc à l'intérieur du câble ; le nombre de courts-circuits biphasés augmente, ce qui n'avait été obtenu, pour les câbles enveloppés de jute, qu'avec de faibles énergies de choc.

Il faut aussi noter les courts-circuits entre phase et neutre (soit terre).

En 1958, nous avons expérimenté des câbles de fabrication française et belge. Les résultats sont donnés au tableau XXI.

2. Câble d'éclairage 4 × 3 mm².

Ce câble est constitué (fig. 21) de quatre conducteurs entourés de gaines de caoutchouc toilées, noyés dans une enveloppe de caoutchouc incombustible toilée, et entourés d'une armature en fils d'acier, de 1,6 mm de diamètre, enrobée dans une gaine de P.V.C.

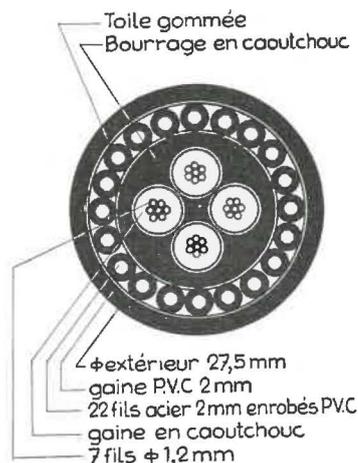


Fig. 21.

Le diamètre extérieur de ce petit câble est de 27,5 mm, ce qui donne une section totale de 594 mm² pour une section de conducteurs de 12 mm², soit un rapport de sections d'environ 50.

Les essais ont été effectués dans les conditions de l'année 1958, décrites au début de ce chapitre.

Les résultats sont rapportés au tableau XXI, sous les n°s 75 à 80 de l'année 1958.

On remarque que, pour une hauteur inférieure ou égale à 1 m (énergie de 120 kgm), il n'y a ni inflammation, ni étincelle ou arc extérieur ; il semble qu'il faut porter l'énergie à 146 kgm (hauteur 1,2 m) pour obtenir une inflammation. Notons que cette inflammation ne se propage pas sur le câble.

Pour l'essai 77, le disjoncteur fonctionne avec retard ; pour les autres essais, le disjoncteur ne déclenche pas et nous coupons au bout de 10 sec.

Les blessures occasionnées lors de l'essai 76 (h = 1,20 m) ont été relevées en détail. La gaine extérieure éclate en une boutonnière de 2 cm de longueur. Six fils d'armature ont leur petite gaine de protection déchirée, et fondue sur 10 mm au contact seulement des conducteurs, ce qui indique des arcs entre ces deux conducteurs et l'armature.

La gaine extérieure est lacérée, déchirée en lamelles noircies.

Les isolants des conducteurs eux-mêmes ont éclaté, mais n'ont pas fondu ; dans ces conducteurs eux-mêmes, il y a du cuivre manquant, sur 1/2 cm, avec perles de soudure sur les fils.

Pour une hauteur de chute de 0,80 m (essai 78), les isolants des conducteurs ne sont pas détruits, sauf pour l'un d'eux.

Pour une hauteur de chute de 1 m (essai 79), les isolants sont percés vers l'extérieur, soit vers l'armature.

3. Câble de mine semi-souple de fabrication française 4 × 50 mm² + 4 × 4 mm² — 1 kV.

Essais n°s 58/81 à 83.

Description (fig. 22).

C'est un câble de diamètre extérieur 46,7 mm, donc d'une section de 1712 mm², pour une section de cuivre de 216 mm², soit un rapport de sections d'environ 8.

Les isolements des conducteurs sont en caoutchouc incombustible ; la gaine extérieure est en néoprène.

Trois essais avec des énergies de 146 et 172 kgm (h = 1,20 et 1,4 m) n'ont donné lieu ni à inflammation ni à disjonction. Il y a eu des étincelles extérieures, mais pas d'arc.

L'examen intérieur des câbles blessés montre qu'à l'endroit de l'impact, la gaine extérieure a éclaté dans le sens longitudinal. Les fils pilotes sont intacts, sauf l'un d'eux. Les isolants des conducteurs portent une ouverture également en boutonnière.

TABLEAU XXI.

N°	Hauteur	Mode de choc	Réglage des déclencheurs	Déclenchement	Inflammation	Débit huile	Date	Distance jet point impact	Type de câble	Observation
58/75	0,80	Cornière et poutrelle	CCI 5 × IN 90 A 3 sec	non	—	non	5/6/58		Eclairage français 4 × 3 mm ²	Gros arcs apparents
76	1,20	id.	id.	non	—	non	id.		id.	
77	1,20	id.	id.	retardé	oui	3,5 mm Ø Fente 0,8-8 mm	id.	0,95 × 0,42 0,72 × 0,48	id.	
78	0,80	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	Pas d'arc
79	1 m	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	Pas d'arc
80	1,20	id.	id.	non	oui	id.	id.	id.	id.	La flamme ne se propage pas sur le câble
81	1,40	id.	id.	non	—	non	6/6/58		Câble 4 × 50 mm ² 4 pilotes	On coupe après 10 sec. Étincelles sans arc
82	1,20	id.	id.	non	non	3,5 mm Ø Fente 0,8-8 mm	id.	0,95 × 0,42 0,72 × 0,48	id.	id.
83	1,40	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	id.
85	1,40	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	Câble 10 kV 3 × 50 mm ²	Pas d'étincelle
86	1,40	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	
87	1,40	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	
88	0,80	id.	id.	non	oui	id.	id.	id.	Câble VFVB 1 kV	
89	0,60	id.	id.	oui	non	id.	id.	id.	id.	
90	0,60	id.	id.	non	oui	id.	id.	id.	id.	
101	1,50	id.	id.	non	non	id.	3/9/58	id.	Câble 6,6 kV 3 × 16 mm ²	
102	1,50	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	
103	1,00	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	
104	1,50	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	
105	1,50	id.	id.	non	non	id.	id.	id.	id.	
114	1,50	id.	id.	non	non	id.	20/9/58	id.	id.	

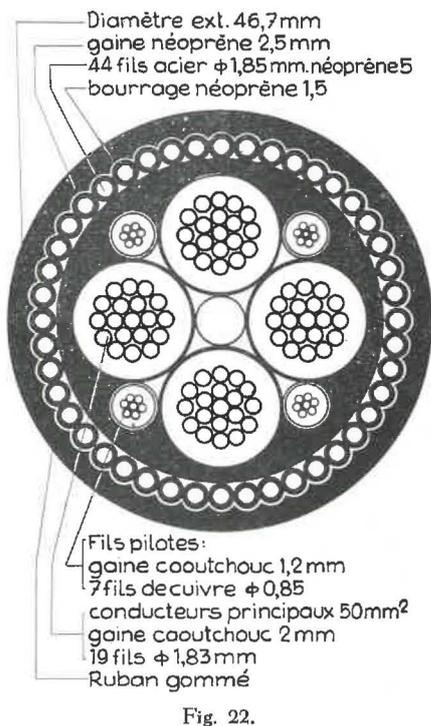


Fig. 22.

Les conducteurs montrent du cuivre perlé vers l'extérieur, à l'endroit où l'isolant est percé. Entre les conducteurs eux-mêmes, on ne voit pas de traces de coups de feu.

4. Câble de fabrication belge 3 × 50 mm² — 10 kV.

Essais 58/85 à 87.

Ce câble (fig. 23) comporte trois conducteurs, enveloppés d'une gaine de P.V.C. de 5 mm d'épaisseur, noyés dans un bourrage en matières plastiques et entourés d'une gaine de plomb.

Il y a un diamètre extérieur de 50,7 mm soit une section totale de 2019 mm², pour une section de

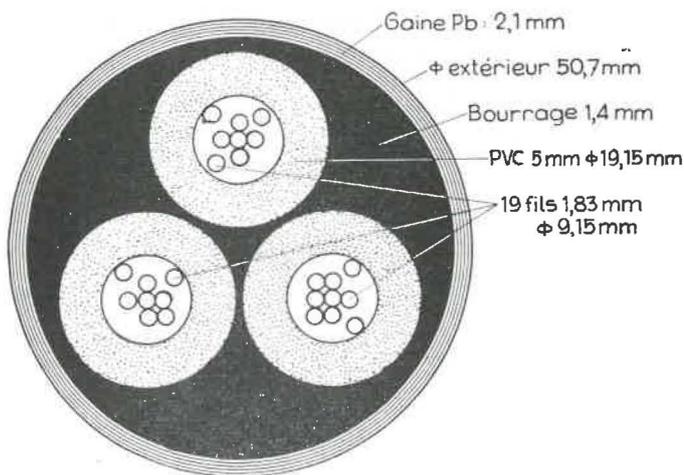


Fig. 23.

conducteurs de 150 mm², soit encore un rapport de section de 13,4.

Trois essais avec une énergie de choc de 172 kgm (h = 1,4 m) ne donnent ni étincelle extérieure ni inflammation ni disjonction au bout de 10 sec.

Ces chocs sont pourtant sévères ; ils produisent dans la gaine en plomb une entaille de la largeur de la cornière, soit 10 mm, réduisant l'épaisseur du câble à 26,5 mm, soit environ de moitié, et l'aplatissant pour atteindre une largeur de 79 mm. Dans ces entailles, on remarque des petits trous ; cependant, l'examen intérieur du câble montre que les conducteurs, bien que pliés, restent torsadés et que leur gaine isolante en P.V.C. est intacte. Il n'y a donc pas eu de court-circuits.

5. Câble de fabrication belge 3 × 15 mm² — 1 kV.

Essais 58/88 à 90.

Ce câble (fig. 24) est constitué de trois conducteurs de sept fils de 1,65 mm enveloppés d'une gaine en P.V.C. Ces trois conducteurs sont noyés dans un bourrage en matières synthétiques, enveloppé de 18 fils méplats dont 16 sont en acier et 2 en cuivre. La gaine extérieure est constituée d'une enveloppe de P.V.C. de 1,5 mm d'épaisseur.

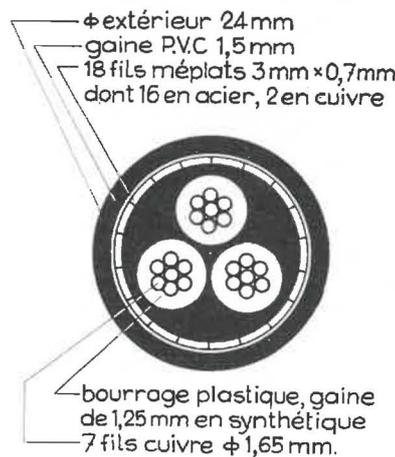


Fig. 24.

D'un diamètre extérieur de 24 mm, il a une section totale de 452 mm², pour une section de cuivre de 45 mm², soit un rapport de sections de 10.

Trois essais ont été effectués sur ce câble, avec des énergies de choc de 68 kgm et de 94 kgm (hauteur de choc 0,80 et 0,60 m).

Deux de ces essais ont donné lieu à inflammation sans qu'il y ait eu disjonction. Par contre, le 3^{me} essai n'a pas donné lieu à inflammation mais à disjonction rapide.

Les blessures occasionnées au câble montrent l'éclatement des isolants dans le sens longitudinal et un contact entre deux conducteurs avec perlage

de l'un ou des conducteurs sur 3 à 4 mm de longueur.

La gaine extérieure en P.V.C. a éclaté en boutonnière à l'endroit de l'impact, laissant apercevoir le cuivre de l'un ou des conducteurs.

6. Câble de fabrication belge $3 \times 16 \text{ mm}^2$ 6,6 kV pour pose horizontale.

Essais 58/101 à 105 et 114.

Ce câble (fig. 25) est constitué de trois conducteurs de 16 mm^2 , composés de sept fils en cuivre de 1,7 mm de \varnothing .

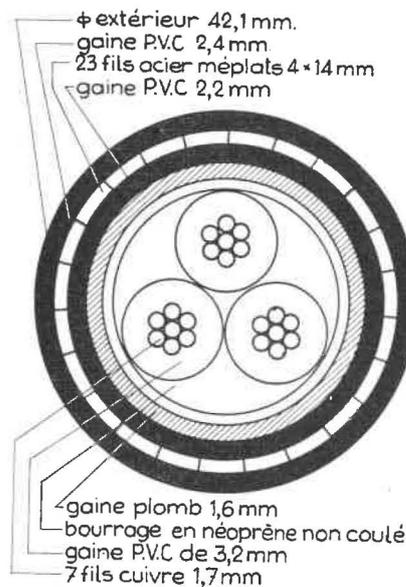


Fig. 25.

Ces conducteurs sont entourés d'une gaine isolante en P.V.C. de 3,2 mm d'épaisseur. Ils sont noyés dans un bourrage en néoprène non vulcanisé et enveloppés d'une gaine en plomb de 1,6 mm d'épaisseur et d'une gaine de P.V.C. ignifuge de 2,2 mm. L'armature comprend 23 fils d'acier galvanisé méplats de $4 \times 1,4$ et un feuillard contre spirale de $2 \times 0,2$ mm, enveloppés d'une gaine extérieure en P.V.C. ignifuge de 2,4 mm. Le diamètre extérieur du câble est égal à 42,1 mm, soit 1496 mm^2 pour une section de cuivre de $3 \times 16 = 48 \text{ mm}^2$, soit un rapport de section de 30 environ.

Aucun des chocs ne donne lieu ni à étincelle ni à arc ni à déclenchement du disjoncteur, qui est coupé volontairement après 10 à 20 sec.

Examen intérieur du câble.

Le câble est écrasé d'une façon sévère sur la largeur de la cornière couperet pour un choc de 197 kgm : le diamètre du câble est, au droit du choc, réduit à 27 mm, ce qui représente 64 % de sa valeur initiale.

La gaine extérieure en P.V.C. est marquée de l'empreinte de la cornière, mais n'est pas trouée, ce qui indique que, même s'il s'était produit un court-circuit, les particules de cuivre incandescentes n'auraient pu s'échapper du câble.

Les fils de l'armature sont pliés mais non cassés, ce qui est un élément favorable, un fil cassé risquant de trouer la gaine extérieure.

La gaine intérieure en P.V.C. est par contre trouée par les fils en méplat.

La gaine en plomb est écrasée jusqu'à une épaisseur de 12,5 mm pour un choc de 197 kgm, soit jusqu'à 41 % de sa valeur initiale, et jusqu'à une épaisseur de 16,5 mm pour un choc de 120 kgm, soit jusqu'à 55 % de sa valeur initiale. Cette gaine est trouée lors des chocs de 197 kgm : ces trous se situent à l'aplomb des trois conducteurs qui sont ramenés dans un même plan. Elle n'est pas trouée pour le choc de 120 kgm.

La gaine bourrage en néoprène est trouée au droit des conducteurs pour les chocs de 197 kgm, elle n'est pas trouée pour le choc de 120 kgm.

Les gaines isolantes en P.V.C. entourant chaque conducteur, sont intactes, sauf lors d'un essai avec une énergie de 197 kgm, où la gaine d'un seul conducteur est griffée légèrement.

Un essai de claquage du bout de ce conducteur, dans l'huile, a été poussé à 45.000 V sans résultat.

Les câbles avec isolants et gaines en P.V.C. résistent beaucoup mieux au choc que ceux avec isolants en papier et gaine en jute.

Avec un choc déjà sévère au point de vue pression unitaire et d'une énergie déjà grande: 200 kgm, la souplesse des gaines protège les conducteurs dont les gaines isolantes restent intactes : il ne se produit donc pas de court-circuit et le même résultat encourageant eut été atteint si le câble avait été choqué alors qu'il était sous une tension de 6,6 kV, tension pour laquelle il est construit.

On peut estimer que les chocs d'essais reproduisent des chocs moyens et fréquents dans la mine : déraillement d'un wagonnet, chute d'un cadre métallique, d'une grosse pierre.

On mesure le progrès accompli dans la résistance mécanique des câbles des mines, en se rappelant le premier essai, au cours duquel la chute d'un clavier de 38 kg d'une hauteur de 60 cm sur un câble armé de puits de mine, avec isolement au papier, provoquait un court-circuit avec projections importantes de matières incandescentes.

D. — Ampleur d'un incendie d'huile.

Le 14 octobre 1958, nous avons procédé à des essais d'un genre nouveau. En allumant de l'huile dans un espace confiné, nous avons voulu voir jusqu'à quelle distance pouvait s'étendre la flamme.

1. Expériences dans une conduite de buses de 400 mm de diamètre.

Essai n° 1.

Conditions : buse de 2,50 m de longueur, posée horizontalement sur le sol.

Point chaud : quelques braises disposées à une extrémité de la buse.

Projection d'huile : orifice de 2 mm de diamètre (débit 7 litres/min), sous une pression de 6 kg/cm² ; projection sur le point incandescent.

Résultat : petite flamme.

On souffle avec un jet d'air comprimé sur cette flamme qui sort alors par l'orifice opposé.

Essai n° 2.

On retourne la buse dans le sens du vent.

Conditions : On remplace les braises par une torche enflammée qui est maintenue dans le jet d'huile à l'aide d'une perche.

On remplace l'orifice de 2 mm de diamètre par la fente de 8 × 0,8 mm (débit 6,6 litres/min).

Résultat : Flamme sortant par l'autre orifice sur une longueur de 2 m à 2,50 m.

On souffle alors avec un boyau d'air comprimé et il se produit un retour de flamme vers l'arrivée d'air comprimé.

Essai n° 3.

Longueur de buses : 11 m.

Les autres conditions sont inchangées.

Résultat : une flamme énorme sort par l'autre extrémité de la buse.

On souffle alors de l'air comprimé. La flamme reste la même.

Après avoir arrêté l'alimentation en huile, la flamme disparaît, mais des fumées noires opaques continuent à s'échapper de la buse. On effectue alors une prise d'échantillon de ces fumées dont l'analyse donne :

CO ₂	5,7 %
O ₂	17 %
CO	0,35 %
CH ₄	0,45 %
N ₂	76 %
Kz	4,8

Essai n° 4.

Mêmes conditions mais la longueur de buses est portée à 17 m.

On mesure les débits de courants d'air :

1) sans air comprimé	V = 1,15 m/sec
	Q = 0,145 m ³ /sec

2) avec air comprimé	V = 6,08 m/sec
	Q = 0,763 m ³ /sec

Résultat : Sans air comprimé, la flamme sort de la conduite avec une fumée opaque et grise.

Avec air comprimé, la flamme s'allonge et il y a des retours de flammes vers l'arrivée d'air comprimé.

Après arrêt de l'alimentation en huile et de l'air comprimé, il sort une fumée noire dont l'analyse donne :

CO ₂	6,4 %
O ₂	10,57 %
CO	0,74 %
CH ₄	0
N ₂	82,29 %
Kz	6,58

Essai n° 5.

Mêmes conditions, mais la longueur des buses est portée à 23 m.

Les résultats sont identiques à ceux de l'essai n° 4.

Une analyse faite dans les mêmes conditions qu'en 4 donne les résultats suivants :

CO ₂	2,6 %
O ₂	16,87 %
CO	0,082 %
CH ₄	0,318 %
N ₂	80,13 %
Kz	1,8

Pour ces essais 4 et 5, les flammes sortaient de la conduite avec une longueur de 6 à 7 m, accompagnées d'une fumée noire et opaque. Cette fumée fut emportée par le vent vers une rue voisine et resta opaque sur environ 150 m. Nous n'avions dû pourtant brûler que 3 à 4 litres d'huile.

A cause de l'ampleur du nuage de fumées, qui gênait le voisinage, nous avons dû transporter notre dispositif dans un endroit plus désert.

Le 17 octobre 1958.

Essai n° 6.

Conditions. Longueur des buses horizontales : 36 m.

A ce nouvel emplacement, la direction du vent par rapport à la conduite ne provoque plus un courant d'air soufflant vers l'extrémité des buses. Par contre, la pression d'air comprimé ayant été augmentée, on obtient un débit de :

V = 9,68 m/sec
Q = 1,21 m ³ /sec.

Par ailleurs, les autres conditions restent inchangées ; projection d'huile par la fente 8 × 0,8 mm (débit de 6,6 litres/min) et allumage par une torche enflammée.

Résultats. La flamme occupe toute la longueur des buses et sort à l'extérieur sur une longueur de 1 à 2 m. Il y a un retour de flammes pulsatoires au brûleur et la flamme sort par les joints d'assemblage des buses.

Essai n° 7.

Mêmes conditions.

La flamme sort et s'épanouit sur 5 à 6 m.

Essai n° 8.

Mêmes conditions.

La flamme ne sort pas des buses, mais une fumée abondante empêche toute autre observation.

Essai n° 9.

Mêmes conditions.

Une flamme apparaît à l'extrémité des buses, mais ne dure pas.

Essai n° 10.

Mêmes conditions, mais on remplace la fente par le trou de 2 mm.

La flamme ne sort pas de la conduite.

Essai n° 11.

Mêmes conditions, mais on remplace l'orifice de 2 mm par la fente.

A 1 m de l'extrémité des buses, on dispose verticalement un panneau en bois constitué de deux planches jointives de 30 cm de largeur, 2 cm d'épaisseur et de 1,60 m de hauteur.

Après allumage, une flamme sort de la conduite mais ne dure que quelques secondes. La fumée noire continue à sortir et s'écrase contre le panneau. L'essai dure 1 min. Nous remarquons alors un trou embrasé dans le panneau au joint des deux planches.

Le 21 octobre 1958.

Essai n° 12.

Nous recommençons ce même essai, mais en utilisant 12 m de buses.

La mesure du débit d'air comprimé donne :

$$V = 21,12 \text{ m}^3/\text{sec}$$

$$Q = 2,64 \text{ m}^3/\text{sec.}$$

Le même panneau est disposé à 1,20 m de la sortie des buses.

La flamme sort des buses et s'écrase contre la porte. L'essai dure 75 sec, mais la porte ne s'enflamme pas. Elle était restée exposée à la pluie pendant 4 jours.

Essai n° 13.

Mêmes conditions.

Un panneau semblable au précédent, mais en bois plus sec, ne s'enflamme pas. L'essai a duré 30 sec, mais le panneau ne fut exposé aux flammes que pendant très peu de temps. Une fumée extraordinairement opaque sortait de la conduite et s'écrasait contre le panneau.

Une analyse des fumées après arrêt de l'alimentation en huile, mais alors que l'on soufflait de l'air comprimé, a donné les résultats suivants :

CO ₂	2	%
O ₂	17,6	%
CO	0,21	%
CH ₄	0	
H ₂	0,19	%
N ₂	80	%
Kz	6	

Remarques générales.

Lors de ces expériences quels que soient le débit d'huile utilisé et le débit d'air comprimé, nous remarquons une quantité importante d'huile qui ne brûle pas et qui stagne après les essais dans la partie inférieure de la conduite, et cela sur 15 à 20 m de longueur à partir du brûleur. Nous n'avons pu apprécier la quantité d'huile qui échappe ainsi à la combustion.

Cette huile stagnante continue à brûler en petits foyers localisés et en dégageant une fumée noire dont les analyses sont rapportées ci-dessus. En soufflant de l'air comprimé en débits variables avec le maximum de 2,64 m³/sec ci-dessus, on ne parvient ni à étendre ces foyers ni à les éteindre ; ils continuent à brûler en une ou plusieurs petites flammes localisées. Nous avons dû les éteindre en envoyant dans les buses un jet de neige carbonique accompagné d'une chasse d'air comprimé.

Répétons donc que de l'huile échappe en quantité notable à la combustion et que les fumées sont extraordinairement opaques parce que chargées de suies ; elles contiennent donc beaucoup d'imbrûlés. Pourtant, il faut théoriquement environ 10 m³ d'air strictement nécessaire à la combustion complète de 1 litre d'huile. Le débit d'huile était de 6,6 litres/min, soit 0,11 litres/sec. Le débit d'air strictement nécessaire était donc de 1,1 m³/sec ; il était largement dépassé, parfois doublé au cours de nos expériences.

C'est la division grossière de l'huile, empêchant un mélange intime d'huile et d'une quantité suffisante d'air, qui provoque ces imbrûlés, contrairement à ce qui se passe dans un brûleur à mazout. Dans ces brûleurs, on a, par empirisme, réalisé un mélange intime de mazout pulvérisé, et non pas divisé, avec la quantité nécessaire d'air.

2. Expériences dans la galerie d'essais des explosifs de l'Institut National des Mines, à Pâturages, en novembre 1958.

Nous aurions voulu nous rendre compte de l'importance possible de la flamme d'un feu d'huile dans une galerie de travaux souterrains ; c'est-à-dire nous aurions voulu extrapoler les résultats obtenus dans la conduite de 400 mm de diamètre à une section notablement plus grande. Nous n'avons pu trouver dans les installations superficielles des charbonnages environnants une galerie ouverte se prêtant sans danger à ces essais. Aussi, nous avons demandé à l'Institut National des Mines l'utilisation de sa galerie d'essais des explosifs, qui a une section de 2 m².

Nous remercions Mr. Fripiat, Administrateur de l'I.N.M., de nous avoir mis la galerie à notre disposition et nous remercions également Mr. Callut, Ingénieur principal divisionnaire à l'Institut, ainsi que ses collaborateurs, pour l'aide qu'ils nous ont aimablement apportée dans la réalisation de ces essais. Certains de ces essais ont d'ailleurs été réalisés entièrement par l'I.N.M.

Nous remercions également Mr. Dutilleul, Directeur des travaux à la S.A. des Charbonnages du Levant et des Produits de Flénu, qui nous a prêté un ventilateur de 15 ch, ce qui a permis la réalisation d'une partie des essais.

La galerie d'essais est composée d'éléments cylindriques en acier, boulonnés les uns aux autres, d'une longueur totale de 40 m, de 1,6 m de diamètre, soit d'une section de 2 m².

Des hublots en plexiglas, disposés tous les 3 m, permettent de suivre la progression de la flamme dans la galerie (fig. 26).

A une de ses extrémités, la galerie comporte une chambre d'explosion ; lors des essais d'explosifs au grisou, cette chambre est délimitée par une paroi en papier, et le mortier vient boucher un orifice circulaire de 55 cm de diamètre, pratiqué dans la paroi transversale.

Pour nos essais, nous n'avons pas utilisé la paroi en papier et un ventilateur a été placé devant l'orifice circulaire.

La galerie est ouverte à l'autre extrémité.

Les 29, 30 et 31 octobre 1958.

Le dispositif de division d'huile (fig. 26) est à l'emplacement de la chambre d'explosion. Il est constitué :

1) par l'orifice circulaire de 2 mm de diamètre, avec pression de 6 kg/cm² (débit 7 litres/min), dont le jet conique frappe une petite tôle écran, de 35 × 27 cm, disposée perpendiculairement à 55 cm à l'est de l'orifice ;

2) une fente 13 × 0,8 mm (18 litres/min) débitant une nappe frappant le sommet de la galerie.

L'allumage est réalisé par l'explosion de 50 g de poudre noire, mise à feu par un inflammateur ; cette charge est suspendue dans la trajectoire du jet conique.

L'air soufflé par l'orifice ouest est fourni par un ventilateur à air comprimé, donnant un débit de 2,6 m³/sec, soit une vitesse de 1,3 m/sec.

Essai n° 1.

Le régime de ventilation étant établi, on allume la charge de poudre noire au moment où l'on projette l'huile. Il se produit une flamme fugace de 7,5 m de longueur.

Essai n° 2.

Mêmes conditions, mais le jet conique est fourni par l'orifice circulaire de 3,5 mm de diamètre (débit 13,6 litres/min).

Il se produit une flamme fugace de 12 m de longueur.

Essai n° 3.

Mêmes conditions que pour l'essai n° 2, mais on descend la charge de P.N. de façon qu'elle n'intercepte plus le jet conique d'huile.

La flamme atteint une longueur de 27 m, puis revient vers ouest dans la « chambre » d'explosion où elle se stabilise.

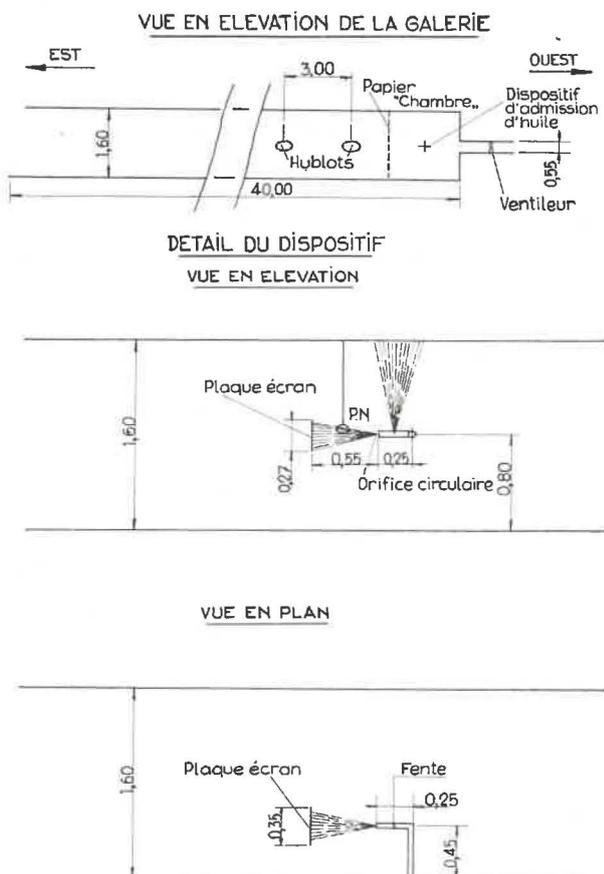


Fig. 26.

Durée de l'aller et retour de la flamme : 30 sec.
Ces essais ont été réalisés par l'I.N.M.

Le 4 novembre 1958.

Essais effectués en collaboration avec l'I.N.M.

Essai n° 4.

Le même dispositif (fente de $13 \times 0,8$ mm et trou de 5,5 mm) est disposé à 11 m de la sortie libre de la galerie (fig. 27).

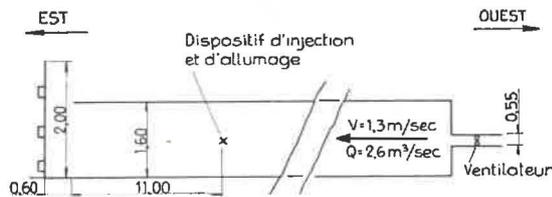


Fig. 27.

Une porte en bois est plantée verticalement à l'extérieur, à 0,60 m de la sortie.

Cette porte, de 2 m de hauteur et 1,5 m de largeur, est constituée de planches sèches de 12 à 15 mm d'épaisseur.

On provoque l'allumage de la flamme par un brandon d'étaupe enduite d'huile, disposé sous le jet inférieur.

La flamme sort de l'orifice et se maintient, avec des fumées très abondantes et noires.

La porte rougit au contact de la flamme, qui se maintient pendant l'essai d'une durée de 80 sec. Elle ne flambe pas pendant qu'elle reste exposée aux fumées abondantes, mais dès que ces fumées se dissipent, elle flambe.

Essai n° 5.

Mêmes conditions, mais on supprime la nappe d'huile supérieure : on n'obtient qu'une flamme fugace.

Le 5 novembre 1958.

Les essais suivants ont été effectués en collaboration avec l'I.N.M.

Nous avons remplacé le ventilateur à air comprimé par un ventilateur électrique de 15 ch, donnant un débit de 375 m³/min sous dépression nulle.

Le débit mesuré dans la galerie est de 6,2 m³/sec, avec une vitesse de 3,10 m/sec.

Le dispositif d'allumage d'huile est, comme dans les essais 4 et 5, à 11 m de l'orifice libre de la galerie.

Essai n° 1 (fig. 28).

Jet en nappe horizontale, de $13 \times 0,8$ mm (18 litres/min) frappant un petit écran métallique.

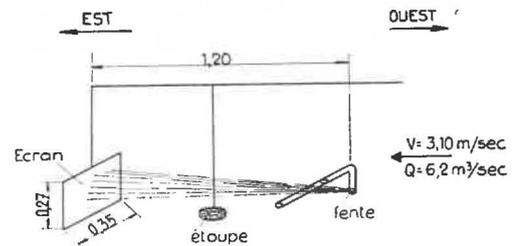


Fig. 28.

L'allumage se fait comme dans les essais 4 et 5 par un brandon d'étaupe, imbibée de pétrole et d'huile, allumé préalablement et pendu dans la trajectoire de la nappe.

On souffle l'air, on injecte.

La flamme est très fugace et ne sort pas par l'orifice.

Essai n° 2.

Mêmes conditions et résultats.

La pression d'air comprimé sur la cuve était tombée à 3 kg/cm².

Une flamme se maintient sur l'aire de la galerie (huile non brûlée).

On réinjecte de l'huile sur ce feu : il n'y a pas de flamme sortant par l'orifice, mais seulement une abondante fumée noire. Il a été remarqué que la combustion est très incomplète malgré le débit de 6 m³/sec ; environ plus du double du débit strictement nécessaire.

Essai n° 3.

On dispose le jet transversalement à la galerie pour qu'il s'écrase contre la paroi ; le brandon enflammé est dans la trajectoire du jet. Après injection, la flamme sort de la galerie et enflamme la porte en 1/2 min. La flamme se maintient et la fumée noire est abondante.

Il est à noter que, dans ce cas, l'huile était projetée contre la paroi de la galerie, qui constituait un écran plus efficace que la petite tôle.

Essai n° 4.

Jet conique de 2 mm Ø (débit 7 litres/min) disposé comme en 3) transversalement à la galerie.

Résultat : la flamme se localise au jet, mais ne se propage pas. Fumée grise.

Après arrêt de l'injection, le brandon continue à brûler ainsi qu'une tâche d'huile à l'aire de la galerie, mais il n'y a pas de propagation du feu, malgré l'air soufflant.

Essai n° 5.

Jet conique de 3,5 mm Ø (débit 14 litres/min) disposé transversalement à la galerie, même disposition du brandon enflammé.

Résultat : la flamme reste dans la section intéressée par la projection d'huile, ainsi qu'au sol ; elle remonte vers le courant d'air, au sol sur 6 m. Un quart d'heure après cessation de la projection, l'huile brûle toujours au sol, ainsi que le brandon.

On projette de nouveau l'huile, mais la flamme reste localisée dans la section, en tournant dans le sens des aiguilles d'une montre, ainsi qu'il a été observé à travers le ventilateur de l'extrémité ouest.

Essai n° 6.

On utilise une lance d'arrosage, donnant un jet très éparpillé d'huile finement divisée, de 2 m de portée, de 14,5 litres/min.

Le jet est transversal à la galerie et le brandon est placé dans la trajectoire du jet (fig. 29).

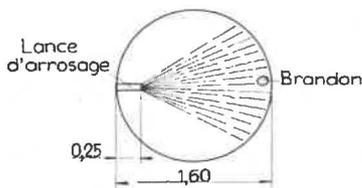


Fig. 29.

Résultat : Courte flamme localisée.

Essai n° 7 (fig. 30).

Jet de 3,5 mm Ø, disposé longitudinalement à la galerie.

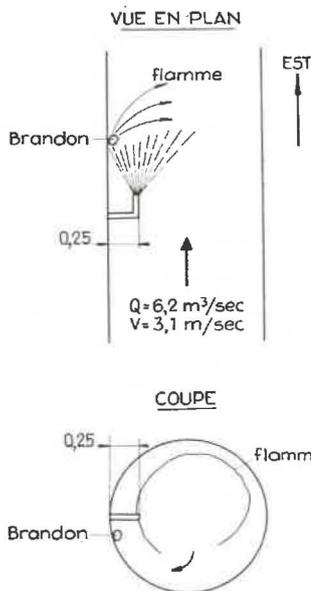


Fig. 30.

Brandon de coton vers la paroi de la galerie et sous le jet.

Résultat : Flamme de 2 à 3 m de longueur, tournant dans le sens des aiguilles d'une montre quand on l'observe à travers le ventilateur.

Essai n° 8.

Même disposition qu'au 7, mais le jet est concentré sur le brandon enflammé.

Résultat : Ce brandon a tendance à s'éteindre.

Essai n° 9.

Double jet (fig. 31), le jet supérieur étant produit par la lance d'arrosage, le jet inférieur, par le trou de 3,5 mm Ø ; ce dernier s'écrase sur un petit écran de 27 cm de hauteur et 35 cm de largeur, la lance projette son jet au-dessus de l'écran. Brandon enflammé sous le jet inférieur.

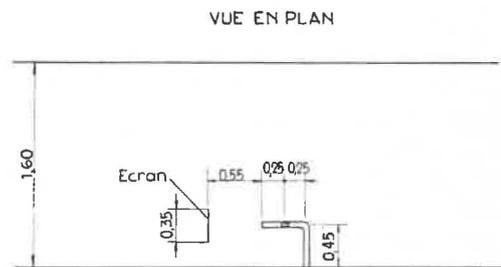
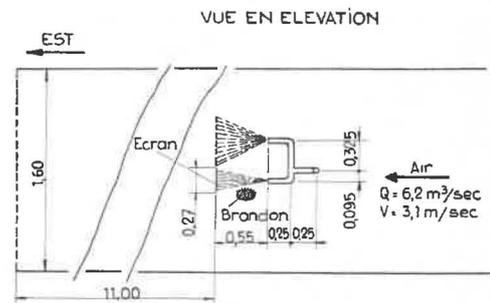


Fig. 31.

Résultat : En deux secondes, la flamme parcourt les 11 m, s'épanouit en dehors de la galerie sur 7 à 8 m de hauteur et fait flamber les branches des arbres environnants.

Le 7 novembre 1958.

Essai n° 10.

Mêmes conditions et résultat qu'à l'essai n° 9 ; la fumée noire est très abondante.

Essai n° 11.

Le dispositif précédent (jet de 3,5 mm et lance d'arrosage) est reculé à 26 m de l'orifice de la galerie.

Résultat : par les hublots, on observe une flamme d'au moins 12 m, qui se maintient ; les deux hublots suivants sont fêlés et opaques.

Essai n° 12.

Mêmes conditions qu'en 11.

La flamme progresse rapidement sur 15 m de longueur, elle tarde de 15 à 18 m et gagne enfin la sortie en 40 sec. Elle se maintient à l'orifice, avec beaucoup de fumées noires.

Essai n° 13.

Pour tenter de réaliser une combustion plus complète, on remplace le jet inférieur de 3,5 mm de diamètre par un jet de 2 mm de diamètre.

La flamme hésite d'abord, atteint une longueur de 12 m en 30", et le bout de la galerie en 60".

La flamme disparaît et réapparaît plusieurs fois à l'orifice dans un nuage de fumées noires encore plus abondant que lors de l'essai précédent, bien que l'excès d'air soit plus grand.

Essai n° 14.

Le jet inférieur est une nappe passant par la fente $13 \times 0,8$ mm, disposé horizontalement. Une partie de cette nappe frappe le petit écran.

Résultat : Une flamme de 6 m de longueur se maintient dans la partie nord de la galerie occupée par l'écran. Fumées grises.

Nous aurions voulu poursuivre ces essais, en particulier en augmentant la surface de la tôle écran. Mais nous les avons arrêtés parce que plusieurs hublots en glace de 2 à 3 cm d'épaisseur, avaient été endommagés par la chaleur, ainsi que les joints d'assemblage des éléments de la galerie. Nous comptons pouvoir les poursuivre dans la nouvelle galerie d'essais des matériaux à l'inflammation, que l'I.N.M. est occupé à construire.

En résumé,

Nous avons obtenu une flamme de 2 m² de section et d'au moins 26 m de longueur en divisant un débit de 21 à 28 litres/min d'huile sous 6 kg/cm² de pression par deux orifices ; dont l'un est une lance d'arrosage, l'autre un trou circulaire de 2 ou 3,5 mm de \varnothing ; ce dernier jet frappe une petite tôle écran ; le débit d'air est de 6,2 m³/sec.

Comme pour les essais dans les buses de 400 mm de diamètre, nous remarquons des dépôts d'huile imbrûlée au sol et des fumées noires, contenant encore beaucoup d'imbrûlés. Ces dépôts d'huile continuent à brûler en petits foyers qui ne s'activent et ne s'étendent pas sous le courant d'air de 2,6 m³/sec ou 6,2 m³/sec. La flamme est très localisée dans certains essais où l'huile n'est pas assez divisée ou ne rencontre pas un écran approprié.

Une porte de bois située à la sortie de la galerie s'enflamme et brûle en un temps très court.

E. — Essai d'extinction d'un incendie, alimenté par de l'huile, avec des lances de pompiers.

Cet essai a été effectué le 12 septembre 1958.

Un tronçon de puits a été monté dans un endroit écarté, afin de pouvoir y réaliser sans danger des incendies d'huile très violents.

Le tronçon de puits est en claveaux : il a 3,2 m de diamètre et 2,3 de hauteur, il est ouvert sur un quart de la circonférence pour constituer un « regard ». Des ouvertures sont ménagées à la base du tronçon, dans le 2^{me} tas de claveaux, pour permettre une arrivée d'air sur le foyer.

L'huile s'échappe par un orifice de 3,5 mm de diamètre (débit 14 litres/min) et une fente $0,8 \times 8$ mm (6,6 litres/min) sous une pression de 6 kg/cm². Le cône et la nappe d'huile divisée s'écrasent sur une tôle placée verticalement, sur une hauteur de 0,50 m dans le milieu du puits.

Le débit d'huile est d'environ 20 litres/min.

L'huile divisée est projetée sur un feu de paille et les flammes montent bientôt à une hauteur de 7 à 8 m.

Un premier essai d'extinction a lieu avec une lance de 14 mm de diamètre, munie d'un pulvérisateur à finesse variable, alimentée sous 5 kg/cm² de pression.

L'eau divisée remplit toute la section du tronçon de puits, sans résultat apparent.

Le feu étant limité à la section du tronçon de puits, les pompiers approchent alors du foyer et visent particulièrement la sortie de l'huile par les orifices : il n'y a pas de résultat apparent. L'essai dure 3 min, temps de vidange du réservoir contenant l'huile.

Un second essai, d'une même durée, a lieu avec une lance de 24 mm d'orifice de sortie, également sous 5 kg/cm². Le débit d'eau est de 848 litres/min et le jet est compact et brutal. Les pompiers peuvent s'approcher du tronçon de puits et d'une distance de 3 m viser les orifices d'arrivée d'huile. Ils ne parviennent pas à éteindre l'incendie pendant les trois minutes nécessaires à la vidange du réservoir d'huile.

Nous comptons continuer ces expériences dont le sujet est loin d'être épuisé, en faisant varier les facteurs qui les conditionnent, notamment la pression de l'huile et la tension d'alimentation du câble.

Il nous a toutefois paru utile de donner dès à présent connaissance de ces premières études aux personnes intéressées par la question de l'utilisation de l'huile comme fluide hydraulique et la sécurité au choc des câbles électriques dans la mine.

La pratique du rabotage en couche mince au siège Blanchisserie de la S.A. des Charbonnages Mambourg, Sacré-Madame et Poirier Réunis (*)

par J. DENIS,
Ingénieur Divisionnaire

SAMENVATTING

De bedrijfszetel « Blanchisserie » ontgint op 1.114 m diepte een afzetting waarbij een belangrijke tonnage gewonnen wordt uit dunne lagen.

De bijdrage geeft de wijze weer waarop een schaafmethode, die op punt gesteld werd in de Kolennijnen André Dumont te Waterschei, werd toegepast.

Na een bondige opsomming van de kenmerken van deze methode, die de talrijke nieuwe taken aan het personeel opgelegd doet uitschijnen, worden de middelen beschreven die gebruikt werden om de eerste ploeg gespecialiseerde werklieden op te leiden.

De T.W.I.-methode werd toegepast bij de opleiding in drie fasen :

- 1° Inoefening op een installatie die op de bovengrond, in de schoolmijn, was opgesteld ;
- 2° Inbedrijfstelling van een korte en zeer regelmatige pijler (70 m) om slechts een klein aantal werklieden te moeten gebruiken en om aan deze alle andere moeilijkheden te besparen dan degene die eigen zijn aan de nieuwe methode ;
- 3° Opleiding van een voldoende aantal werklieden om een werkplaats van normale lengte (150 à 180 m) te bezetten ; deze opleiding werd verzekerd door periodisch enkele nieuwe elementen in de ploeg te brengen tijdens de ontginning van de opleidingspijler.

De ontginning van deze schaaftpijler duurde 4 maanden. Zij geschiedde zonder nadelige gevolgen op gebied van de productie en van de prestaties van de bedrijfszetel, dank zij de progressiviteit van de invoering der methode en de spreiding der moeilijkheden.

Een tweede schaaftpijler werd in oktober 1957 in ontginning gesteld en de resultaten die gedurende de volgende 7 maanden geboekt werden, kunnen als volgt samengevat worden :

Lengte : 165 m
Opening : 0,65 m
Macht : 0,58 m
Dak en muur : schiefer
Helling : 70
Dagelijkse productie : 270 t
Prestatie : 2.700 t

Op gebied van kostprijs werd een vergelijking gemaakt tussen deze werkplaats en een gelijkaardige pijler in dezelfde laag, ontgonnen door middel van persluchthamers en met vervoer door onderband. De vergeleken resultaten zijn degene die de beide methodes onderscheiden :

	Schaaftpijler	Afbouwhamers
Lonen en lasten	188 F/t	304 F/t
Drijfkracht	8 F/t	5 F/t
Delging materieel	37 F/t	16 F/t

(*) Conférence donnée au Cercle d'Etudes « Mines » de l'A.I.Lg. le 8 décembre 1958.

Na enkele cijfers te hebben gegeven over de invloed van de aanwezigheid van een storing in de pijler, waarvan de verwerping ongeveer gelijk is aan de opening van de laag, eindigt de bijdrage met het besluit dat een der bijzonderste redenen van het welslagen van de methode op de bedrijfszetel Blanchisserie gelegen is in de zorg die aan de opleiding van het personeel en aan de organisatie van het werk werd besteed.

RESUME

Le siège Blanchisserie exploite à la profondeur de 1.114 m un gisement dont un important tonnage en couche mince.

L'exposé relate comment fut pratiquée une méthode de rabotage parfaitement mise au point aux Charbonnages André-Dumont à Waterschei.

Après un rappel sommaire des caractéristiques de cette méthode qui fait apparaître les nombreuses tâches nouvelles imposées au personnel, le conférencier s'attache à décrire les moyens qui furent employés pour former la première équipe d'ouvriers spécialisés.

La méthode T.W.I. a été largement utilisée dans cette formation réalisée en trois phases :

- 1° Entraînement sur une installation montée à la surface du siège et dans une mine image.
- 2° Mise en route dans un chantier court (70 m) et très régulier afin de ne devoir utiliser qu'un petit nombre d'ouvriers et d'épargner à ceux-ci toutes les difficultés autres que celles inhérentes à la nouvelle méthode.
- 3° Formation d'un nombre suffisant d'ouvriers nécessaires à l'exploitation d'un chantier de longueur normale (150 à 180 m), formation opérée par roulements en incorporant périodiquement quelques nouveaux dans l'équipe, pendant l'exploitation du chantier école.

L'exploitation par rabotage de ce chantier a duré 4 mois, elle s'est faite sans heurt, sans provoquer d'à-coups ni dans la production, ni dans les rendements du siège grâce à la progressivité dans l'introduction de la méthode, à l'étalement des difficultés.

Un second chantier a été exploité par rabotage dès son démarrage, en octobre 1957. Les caractéristiques de ce chantier et les résultats obtenus au cours des 7 mois qui suivirent sont :

Longueur : 165 m
 ouverture : 0,60 m
 puissance : 0,58 m
 toit et mur : schiste
 pente : 7°
 production journalière : 270 t
 avancement : 2,08 m
 rendement : 2 t 700

En ce qui concerne le prix de revient, une comparaison a été faite entre ce chantier et un autre ouvert dans la même couche et exploité au marteau pic avec évacuation en taille par convoyeur à brin inférieur porteur. Les résultats comparés sont ceux qui différencient les 2 méthodes :

	Taille mécanisée	Taille non mécanisée
Salaires + charges sociales	188 F/t	304 F/t
Energie	8 F/t	5 F/t
Amortissement matériel	37 F/t	16 F/t

Après avoir donné encore quelques chiffres représentant l'incidence que peut avoir sur les résultats le passage d'un dérangement dont le rejet atteint l'ouverture de la couche, l'auteur termine en rappelant qu'une des principales raisons de la réussite du rabotage au Siège Blanchisserie réside dans le soin apporté à la formation des personnes et à l'organisation du travail.

INTRODUCTION

Le Siège Blanchisserie exploite par le niveau de 1.114 m un gisement en plateure dans les couches 10 Paumes et Veinettes.

10 Paumes est une couche moyenne à mauvais toit, dans laquelle la méthode d'exploitation, caractérisée par l'abatage au marteau-pic, l'évacuation en taille par convoyeur blindé démontable et le contrôle du toit par remblayage pneumatique, permet d'atteindre des rendements au chantier voisins de 2.500 kg.

Les Veinettes, situées à 45 m sous 10 Paumes, constituent un faisceau de 3 couches très minces, faisceau dont l'épaisseur, stampes intermédiaires comprises, varie entre 5 et 8 m.

Jusqu'à présent, dans les zones reconnues, une seule veinette s'est avérée exploitable : tantôt la supérieure, tantôt l'intermédiaire. Leurs épontes peuvent être considérées comme bonnes, le toit permet en général le porte-à-faux.

Dans ces Veinettes, la méthode d'exploitation, caractérisée par l'abatage au marteau-pic, l'évacuation par convoyeur à brin inférieur porteur et le contrôle du toit par foudroyage, ne permet d'atteindre que des rendements au chantier situés entre 1.500 kg et 2.000 kg.

Enfin, la surface restant à déhouiller dans ces petites couches délaissées au profit de 10 Paumes, on le comprend, est très importante.

Toutes ces considérations : qualité de toit, rendements à améliorer, important gisement à valoriser, justifient la décision prise en 1956 par la Direction de notre Société de tenter la mécanisation de l'abatage dans les Veinettes.

Déjà, à cette époque, le rabot surbaissé adapté à un convoyeur blindé P.F.O. Westfalia avait fait ses preuves notamment au Charbonnage André Dumont à Waterschei.

Nous en avons grandement profité, des visites d'ingénieurs et de personnel de maîtrise ont été faites dans les chantiers 9 X et 10 X dont les exploitations ont fait l'objet d'une communication de Mr. Nellissen dans les « Annales des Mines de Belgique » d'avril 1957. Grâce aux renseignements recueillis, nous avons pu établir un schéma type d'exploitation dont l'exposé qui va suivre relate la mise en pratique.

Cet exposé comporte trois parties :

- 1) Un rappel des caractéristiques de la méthode, qui comprend la description succincte du matériel et du soutènement, le mode de coupage des voies.
- 2) La mise en pratique de la méthode.
- 3) Le démarrage et les résultats d'une exploitation.

I. CARACTERISTIQUES DE LA METHODE

1. Installation proprement dite.

L'installation est constituée d'un rabot surbaissé adapté à un convoyeur blindé Westfalia P.F.O.

Au cours de la description de ce matériel, nous donnerons principalement les modifications qui ont été apportées au matériel d'origine et, au passage, quelques constatations pratiques sur l'usure de certaines pièces et sur l'efficacité de quelques perfectionnements apportés par la firme Westfalia.

a) Le convoyeur blindé.

Il est formé de couloirs du type à ailes élargies et coquilles renforcées (fig. 1).

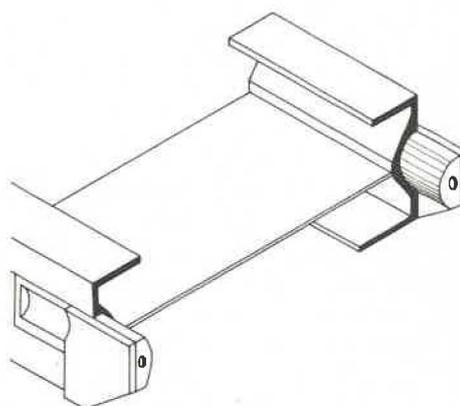


Fig. 1. — Coupe à travers un couloir du convoyeur blindé Westfalia type P.F.O.

Les chaînes sont constituées de mailles de 18 mm de diamètre de fil au lieu de 16 mm.

Les raclettes ont une section de forme symétrique; l'ancien modèle dissymétrique pouvait être monté à l'envers, ce qui provoquait toujours des calages intempestifs des chaînes lorsque le convoyeur tournait en marche arrière (fig. 2).

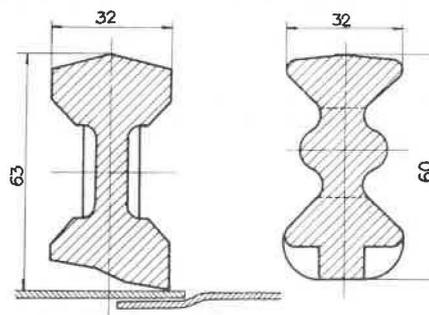


Fig. 2. — Section des raclettes : à gauche, l'ancien type dissymétrique ; à droite, le nouveau type symétrique.

Sur les couloirs sont boulonnés, côté front : les tubes de guidage du rabot, côté remblais : les haussettes et, de distance en distance, les attaches des pousseurs pneumatiques (fig. 3). Les haussettes,



Fig. 3. — Schéma montrant la position du tube de guidage et la forme des haussettes utilisées.

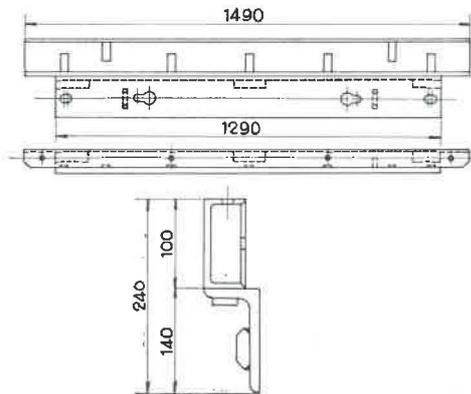


Fig. 4. — Détail d'une haussette.

conçues à André-Dumont, ne débordent pas du gabarit du convoyeur. Elles sont constituées d'un fer U de 100 mm, soudé sur un fer cornière à branches inégales boulonné sur le côté du couloir à l'endroit où sont fixées les haussettes d'origine. Des petits plats sont soudés aux ailes du fer U, ils servent de retenue au câble de signalisation logé dans celui-ci (fig. 4).

b) Le rabot.

Le modèle surbaissé a une hauteur minimum de 300 mm, il est constitué de trois éléments : le socle, le corps et les coupeaux.

1° *Le socle* : pose directement sur le mur et porte tout l'engin. Il enserre les tubes de guidage et se prolonge par un patin sous le convoyeur (fig. 5). Ce patin a été modifié à André Dumont, sa forme

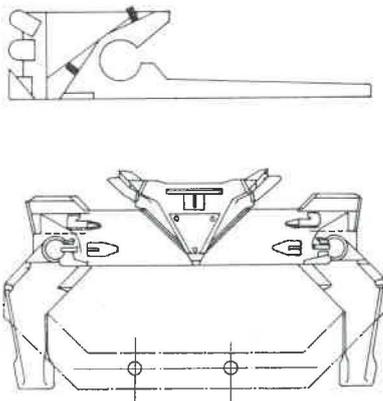


Fig. 5. — Rabot Westfalia avec ses trois parties : le socle - le corps - les coupeaux.

en polygone fermé force les débris qu'il arrache au mur à s'évacuer vers les remblais ; on a pu supprimer ainsi de nombreux calages et ruptures de boulons de cisaillement. De part et d'autre du corps ou porte-couteaux, deux crochets sont fixés sur le socle, on y amarre la chaîne de halage par l'intermédiaire d'émérillons.

En attachant la chaîne aux crochets supérieurs, on obtient, lors de la traction, une composante de forces dirigée vers le bas qui maintient le rabot collé au mur. Inversement, l'amarrage aux crochets inférieurs provoque un léger soulèvement de l'engin. Cette particularité facilite le passage de petits remontements de mur de direction sensiblement perpendiculaire au front : du côté où le rabot doit s'élever pour franchir ce remontement, l'amarrage est fait au crochet inférieur, de l'autre côté au crochet supérieur.

Sur la figure 5, on peut remarquer que deux trous ont été forés dans la plaque reliant les bras du patin, côté remblais. Ces trous sont destinés à recevoir les boulons de fixation d'une petite poutre de 100 mm de hauteur que l'on intercale entre le mur et le patin. On peut, en déplaçant à vitesse lente le rabot ainsi équipé, examiner la partie inférieure du convoyeur et vérifier son état d'usure. Il faut environ 2 h 30 pour visiter de cette manière une installation de 180 m de longueur (fig. 6).

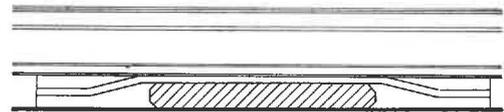
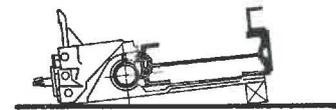


Fig. 6. — Poutre fixée à l'arrière du patin du rabot pour soulever le convoyeur et faciliter son contrôle.

2° *Le corps ou porte-couteaux* est maintenu sur le socle au moyen de 2 robustes pivots placés dans le plan médian. La surface de contact est un plan incliné à 40° sur la base du socle. Le corps peut tourner légèrement autour du pivot supérieur. Au moment où le rabot se met en marche, il pivote vers le front, engageant ses coupeaux dans le charbon, tandis que la partie arrière se relève et dégage les coupeaux inactifs. On évite ainsi des pertes d'énergie dues aux frottements des coupeaux inactifs dont, par ailleurs, on diminue l'usure.

Le corps peut être déplacé en hauteur par rapport au socle : le pivot supérieur passe en effet dans une plaque amovible enserrée dans un trou allongé du corps et, suivant le type et la position de cette plaque, on peut obtenir plusieurs réglages (fig. 7).

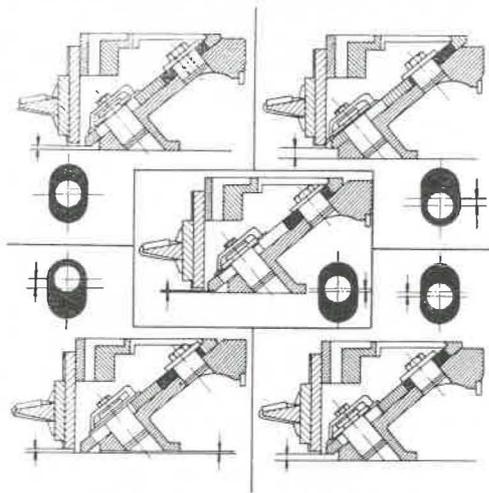


Fig. 7. — Fixation du corps du rabot sur son socle et réglage possible.

Le porte-couteaux est réglé en position haute lorsqu'il a tendance à arracher le mur, en position basse lorsqu'il y abandonne du charbon.

5° Les couteaux sont au nombre de 4 séries de 2 disposés symétriquement par rapport au plan médian perpendiculaire au front. Ils sont réalisés en acier à haute résistance non trempé, les arêtes tranchantes sont en métal dur, rapportées par soudure électrique. Les couteaux de pied sont boulonnés au socle ; ils se placent à plat sur le mur et le dégagent du charbon abattu qui s'y trouve. Sans ces nettoyeurs, le rabot devrait se déplacer sur un tapis irrégulier de charbon plus ou moins broyé, son fonctionnement deviendrait défectueux et il resterait, derrière le panzer, une couche de charbon fin à charger à la pelle.

Les couteaux de fond entament la couche à sa base et raclent le mur.

Les couteaux pics arrachent le charbon en pleine couche, de même que les couteaux de chapiteau qui évitent, en plus, la montée du rabot (fig. 8).



Fig. 8. — Photographie du rabot en couche « Veinette ».

Au point de vue usure : aux couteaux en contact avec le mur (pied et fond), on peut faire parcourir en moyenne une centaine de km, aux autres (pic et chapiteau) trois fois plus. La réparation de l'arête tranchante s'obtient par recharge à la soudeuse électrique au moyen d'électrodes à 600 « Brill ».

c) La chaîne de halage du rabot.

Le rabot est tiré par une chaîne constituée de mailles de 22 mm de diamètre de fil. Elle est formée de tronçons de 8,17 m assemblés par fausses-mailles. Ces tronçons, de même que le tronçon d'ajustage, comportent toujours un nombre impair de mailles de telle sorte que les fausses-mailles d'assemblage puissent toutes se présenter dans la seule position possible : à plat dans la noix d'entraînement.

La charge de rupture d'un maillon ordinaire est de 50 tonnes, celle d'une fausse-maille, de 35 tonnes.

d) Les pousseurs.

Ils sont du type extra-plat (fig. 9). Fixés au convoyeur par l'intermédiaire d'une passerelle, ils s'appuient côté remblais sur une semelle supportant une béquille télescopique. Ils sont disposés dans la

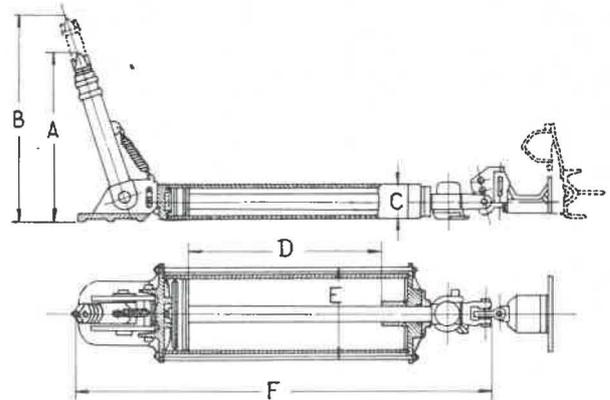


Fig. 9. — Cylindre pousseur extra-plat à air comprimé pour le ripage du convoyeur blindé.

- Hauteur C = 123 mm
- Largeur E = 370 mm
- Longueur F = 1535 mm
- Course D = 700 mm
- Poids = 60 kg
- Poussée à la pression de 4 kg = 1100 kg

taille à 7,50 m l'un de l'autre. Les modifications suivantes ont été apportées au matériel d'origine :

1) La base de la béquille a été percée de 2 trous diamétralement opposés, destinés à faciliter l'évacuation des fines qui s'y accumulent, réduisant à la longue la course de la béquille.

2) La fixation de la chape sur l'extrémité de la tige a dû être renforcée à la suite de fréquents arrachages de chape survenus lors du ripage des cy-

lindres. L'effort pour ramener le cylindre en avant peut être très important, notamment lorsque la béquille est prise dans des éboulis de foudroyage.

L'attache au convoyeur présente 4 trous destinés à recevoir le pivot de chape ; cette particularité permet d'orienter le sens de l'effort du pousseur et de corriger localement une marche défectueuse du rabot ; ainsi, si celui-ci a tendance à « grimper », on fixe la tête du pousseur au trou le plus élevé de l'attache : les couloirs s'inclinent vers le front et forcent le rabot à pénétrer dans le charbon qu'il abandonnait au mur.

e) Les têtes motrices (fig. 10).

Le rabot est équipé de ses propres commandes, travaillant indépendamment des têtes motrices du convoyeur.

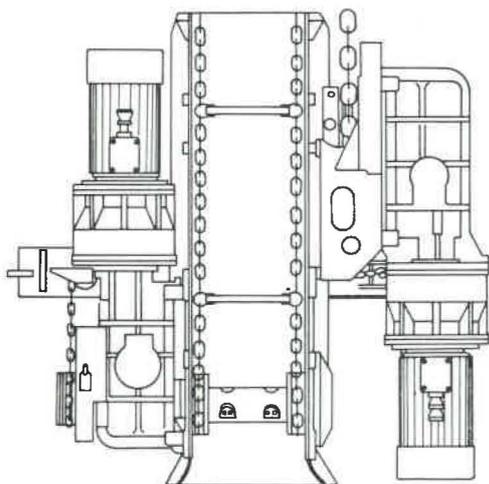


Fig. 10. — Tête motrice du convoyeur blindé.

La commande du rabot est boulonnée sur le châssis de la tête motrice du convoyeur, côté front. Les 4 têtes motrices sont simples, à réducteur d'angle, les moteurs sont disposés parallèlement au front.

En tête de taille, les têtes motrices sont entraînées par des moteurs à air comprimé Eickhoff SAV de 45 ch pour une pression de 4,5 kg/cm². Les accouplements sont à broches.

Au pied de taille, les têtes motrices sont entraînées par des moteurs électriques Siemens de 57 ch, tension 500 V. Les accouplements sont hydrauliques.

Les dimensions hors-tout d'un ensemble moteur, rabot plus panzer, sont les suivantes : largeur : 2,20 m, longueur : 2,60 m.

Une seule modification a été apportée au matériel d'origine : le support télescopique de la tête motrice du pied de taille a été supprimé. Celle-ci repose uniquement sur 2 fers U de 200 mm boulonnés au patin de ripage (fig. 11). Cette hauteur est suffisante pour permettre le déversement sur le panzer de chargement installé dans la voie à même

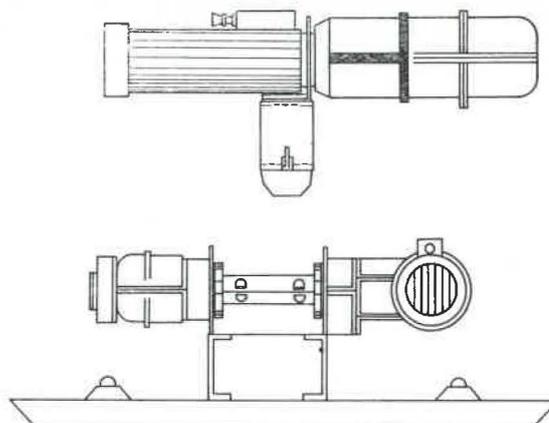


Fig. 11. — Châssis supportant la tête motrice et patin de ripage.

le mur (la voie de base, comme la voie de tête, est coupée sans bosseyement au mur).

Lors du fonctionnement, le ripage des têtes motrices doit s'effectuer régulièrement au fur et à mesure de l'avancement du front d'abatage. Laissée en arrière de 0,60 à 0,80 m, une tête motrice peut être ramenée intempestivement en avant, uniquement par la réaction de la chaîne du rabot tirant en oblique. Ce genre d'accident peut avoir des suites graves, tant pour le matériel que pour le personnel travaillant à proximité.

Les coffrets de commande des moteurs électriques sont situés plusieurs mètres en arrière du front, ils sont commandés à distance, de la tête motrice même. A titre indicatif, le moteur du rabot a subi en 11 mois 100.000 démarrages : 70.000 en course descendante, 30.000 en course montante, les contacts d'origine des coffrets sont toujours en service.

f) La signalisation.

Elle est assurée par lampes Siemens, à bouton poussoir, fixées au convoyeur à 6 m de distance l'une de l'autre. Elles sont alimentées en 110 V par un câble à 4 conducteurs, logé dans les haussettes.

Le coffret de commande est situé au pied de taille, il est équipé d'un système de contrôle d'isolement.

2. Soutènement en taille.

Il est réalisé au moyen d'étauçons métalliques Eisenwerk-Wanheim, du type léger à 4 surfaces

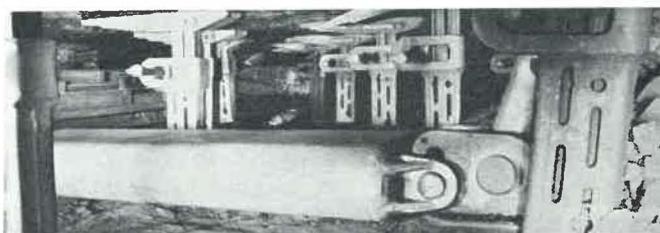


Fig. 12. — Soutènement métallique Eisenwerk Wanheim avec tête à bêtelette.

et munis d'une tête à plateau en forme de bélette (fig. 12). Celle-ci a une longueur de 0,50 m, elle est articulée sur la tête de l'étauçon.

Il y a deux types d'étauçons utilisés, caractérisés par leurs dimensions extrêmes qui sont 395 mm et 630 mm pour le premier, 435 mm et 710 mm pour le second. Leurs poids, bélettes comprises, sont respectivement de 22,500 kg et 23,600 kg.

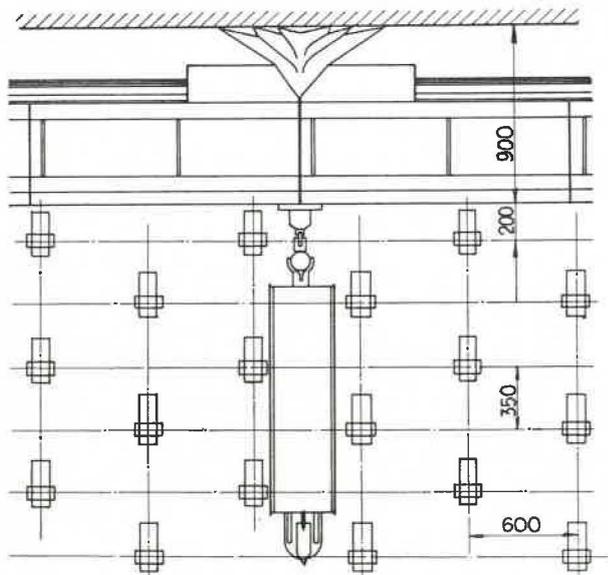


Fig. 13. — Architecture de soutènement.

Ces étauçons sont disposés en quinconce : dans une même file parallèle au front, la distance entre deux étauçons est de 1,20 m. Les files sont distantes de 0,35 m l'une de l'autre (fig. 13). Le nombre de files varie entre 5 et 6. La densité en étauçons par m^2 entre le front et la ligne de foudroyage varie, au cours du rabotage, entre 1,87 et 1,38 pour un porte-à-faux compris entre un minimum de 0,92 m et un maximum de 1,62 m.

3. Voies de chantier.

Le placement du soutènement définitif est effectué en arrière du front de taille. En avant du front, vu la faible ouverture, on coupe un banc de toit sur une largeur de 6 m en tête et au pied de taille de telle sorte que l'ouverture atteigne, à front du coupage, 1,80 m. Le soutènement dans ce coupage préalable est réalisé de la façon suivante (fig. 14).

Au toit, des éléments droits de cadre T.H. 21 kg/m sont disposés parallèlement au front, ils ont 3 m de longueur et sont posés sur 3 étauçons Gerlach du type lourd. Perpendiculairement au front, la distance entre ces éléments de cadre est de 1 m.

Au passage des têtes motrices, là où les étauçons doivent être enlevés, ces bêtes chassantes sont main-

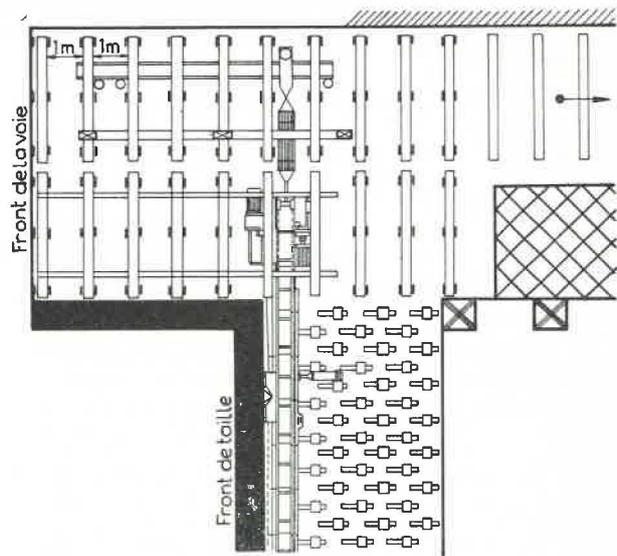


Fig. 14. — Soutènement du front de la voie en avant de la taille.

tenues par des poutrelles Grey (profil renforcé : 130 X 120 mm) de 6 m de longueur, placées perpendiculairement au front. Ces poutrelles sont elles-mêmes soutenues devant et derrière la tête motrice par de forts crochets, fabriqués en rond de 30 mm de diamètre et fixés aux éléments chassants étauçonnés.

Nous n'avons pas estimé nécessaire de pousser plus loin cette description sommaire et cependant déjà longue ; l'ingénieur qui doit préparer une exploitation par rabotage peut trouver aujourd'hui, dans une documentation touffue, les renseignements qui lui permettront de dresser le plan d'exploitation le mieux adapté aux conditions particulières qu'il connaît.

Si toutefois, nous nous sommes permis cette description, c'est pour mieux faire comprendre combien peut être profonde la réforme des méthodes d'exploitation, à réaliser notamment dans les « vieux » charbonnages du Bassin Sud ; combien est difficile le problème posé à l'ingénieur qui doit animer ces machines, qui doit « faire exécuter » ces méthodes nouvelles.

II. MISE EN TRAIN

Dans un ouvrage de Mr. Jean Chevalier, intitulé : « Organisation », on peut lire à propos de la conduite du personnel :

« Ce n'est ni avec des machines, ni avec des » feuilles d'instruction que se fait le travail. C'est » avec des hommes. C'est sur le choix de l'homme » le plus capable que repose le succès de l'organi- » sation ».

Citant en exemple l'organisation de la maintenance des gueuzes faites à la Bethlehem Steel Co, sous la direction de Taylor, l'auteur insiste non seulement sur le fait qu'il est nécessaire de choisir

judicieusement l'exécutant, mais aussi sur le soin qui doit être porté à l'entraînement lent et progressif.

« Taylor répète après Descartes : Evitez la pré-
» vention et la précipitation ».

« Les changements dans les habitudes ne sont
» jamais instantanés. Ils ne peuvent être obtenus
» que graduellement. La manie des réformes radi-
» cales est la plus dangereuse folie que puissent
» connaître les entreprises. Elle amène le désordre,
» le découragement et, tout compte fait, le retour
» à l'empirisme et la routine. On ne saurait jamais
» trop répéter que, même en période de réorganisa-
» tion, la chose essentielle est que le travail courant
» se fasse et que la première conséquence des ré-
» formes ne doit pas être la perturbation dans les
» affaires. Il est essentiel de commencer par appli-
» quer les nouvelles méthodes de travail à un
» groupe très restreint, souvent même à un seul
» homme, et ce n'est que lorsque de bons résultats
» ont été obtenus de ce côté qu'on peut les étendre
» à un second groupe, puis graduellement à toute
» l'entreprise. De cette façon, les premiers progrès
» sont lents mais sûrs. Et lorsqu'un certain nombre
» d'employés sont certainement acquis aux nouvel-
» les méthodes, ils font école et ont vite fait de
» convaincre leurs collègues. L'organisation va toute
» seule lorsque les exécutants en comprennent eux-
» mêmes l'intérêt ».

Qu'on nous pardonne cette longue citation, mais nous croyons qu'elle justifie, mieux que nous ne pourrions le faire, l'esprit dans lequel fut établi le programme de formation du personnel.

Ce programme se résume aux trois points suivants :

1) Sélection des personnes devant remplir les fonctions essentielles de surveillance, entretien et conduite des machines, pose et dépose des étançons en taille.

2) Entraînement préalable, à la surface, sur l'installation provisoirement montée et dans une mine image.

3) Mise en route progressive dans un chantier de faible longueur, régulier, permettant de n'occuper qu'un personnel restreint, chantier dont les variations présumées de la production n'affecteraient pas trop les résultats d'ensemble du siège.

1. Choix des personnes.

Pour la sélection de la surveillance, nous avons tenu compte de l'appréciation des ingénieurs qui, précédemment, avaient enseigné à toute la maîtrise de la Société les principes de formation de la main-d'œuvre, du T.W.I.

Pour les ouvriers de taille, nous avons préféré, parmi ceux dont la qualification professionnelle était reconnue, les éléments dociles et disciplinés, car l'établissement d'un soutènement par points en

quinconce exige de la part des exécutants un respect très rigoureux des consignes.

2. Entraînement préalable.

L'entraînement à la surface, très utile surtout aux ajusteurs, a comporté le montage d'une installation complète d'une vingtaine de mètres de longueur. Toutes les opérations de ce montage ont fait l'objet d'une analyse très serrée qui a été consignée dans des feuilles spéciales, documents précieux qui nous ont bien servi plusieurs mois après, lors du déplacement de l'installation d'un chantier dans un autre.

Pendant une semaine, à raison de 1 à 2 heures par jour, les futurs surveillants, machinistes et ouvriers de taille, ont pu se familiariser avec le matériel et en apprendre son fonctionnement.

La surveillance a appris notamment :

- à remplacer des boulons de cisaillement, des faux-maillons de chaîne de rabot, des raclettes et faux-maillons de chaîne de convoyeur ;
- le maniement des pousseurs et des nouveaux étançons ;
- à utiliser et reconnaître le code de signalisation.

Les machinistes ont appris :

- le fonctionnement des têtes motrices ;
- le remplacement des boulons de cisaillement ;
- le ripage des têtes motrices ;
- le code de signalisation.

Les ouvriers de taille ont appris :

- le maniement des pousseurs et des étançons ;
- le code de signalisation.

3. Mise en route.

La mise en route progressive s'est effectuée dans un chantier ouvert dans la veinette intermédiaire et destiné à ramasser une bande de gisement comprise entre des anciennes exploitations et un massif

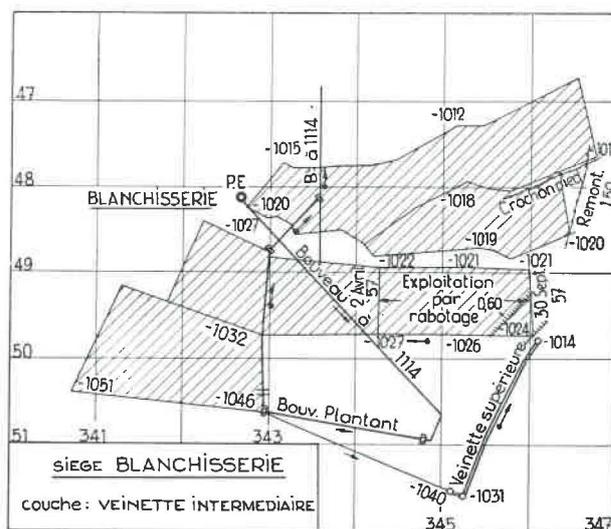


Fig. 15. — Siège Blanchisserie — Couche « Veinette intermédiaire ».

de protection provisoirement abandonné sous les galeries principales d'extraction (fig. 15).

Les caractéristiques sont les suivantes :

Longueur : 70 m
Puissance : 0,60 m
Ouverture : 0,65 m
Pente moyenne : 5°
Toit : schiste psammitique
Mur : schiste.

L'évacuation en galerie est assurée par un convoyeur à bande de 660 mm de largeur.

Le chantier a été démarré le long d'un montage cadré, le 2 avril 1957, et exploité successivement par les méthodes suivantes :

a) Méthode classique : abatage au marteau-pic, évacuation en taille par couloirs oscillants, soutènement montant constitué par des bèles Ougrée de 2 m de longueur, supportées par 2 étançons Gerlach.

b) Semi-mécanisation : abatage au marteau-pic, évacuation en taille par panzer ripable P.F.O., soutènement en porte-à-faux constitué par des bèles Prochar H.8P. de 0,80 m sur étançons Gerlach. Les abatteurs effectuent toutes les opérations : abatage proprement dit, pelletage, pose du soutènement, ripage du convoyeur blindé, foudroyage.

c) Mécanisation complète par l'adaptation du rabot au panzer déjà installé et utilisation des nouveaux étançons Eisenwerk Wanheim.

L'équipement progressif du chantier s'est effectué au cours de l'exploitation, du 2 avril au 25 mai, sans arrêt de production, sans occuper un personnel spécialisé très important dont, d'ailleurs, nous ne disposions pas.

La méthode classique a été utilisée pour le démarrage parce que nous n'avons pas voulu mettre en service le nouveau matériel avant que ne se soit donné le premier coup de charge souvent très destructeur dans les tailles ouvertes dans Veinette intermédiaire.

La seconde méthode, utilisée pendant un mois environ, a permis de faire assimiler au personnel une bonne partie des notions qui leur avaient été enseignées à la surface.

La mise en service du rabot s'est faite sans heurt ; le rabotage s'est poursuivi dans la taille école du 25 mai au 1^{er} octobre sans incident. L'avancement de 1,30 m réalisé le premier jour a été progressivement porté à 2 m au cours du mois de juin. La production est passée de 75 tonnes à 120 tonnes nettes, les rendements chantier de 1.300 kg à 1.600 kg. C'est le creusement des galeries qui a limité l'avancement.

Ces résultats ne sont guère spectaculaires, ils n'auraient pu l'être, étant donné la faible longueur de la taille. Mais, au cours de ces 4 mois d'exploitation, nous avons pu former, par roulement, le per-

sonnel nécessaire à l'exploitation d'un chantier de 180 m, mettre au point l'organisation du travail, définir la tâche de chacun.

L'abatage et le contrôle du toit s'effectuent au poste du matin ; au cours des deux autres postes, on procède au creusement et à l'entretien des galeries, à l'entretien de l'installation. Le tableau I donne la répartition du travail pour un chantier de 70 m effectuant 2 m d'avancement. En plus des 73 personnes renseignées dans ce tableau, ont été formés : 4 moniteurs, 14 ouvriers de taille, 2 ajusteurs, 3 électriciens, 3 machinistes.

TABLEAU I.

	1	2	3	Totaux
Surveillance :				
Porions	1	1	1	
Moniteurs	2	—	—	7
Boutefeux	—	1	1	
Ouverture des galeries :				
Voie de base	front	4	4	30
	arrière	3	3	
Voie de tête	front	4	6	
	arrière	3	3	
Abatage :				
Pied de taille	4	—	—	
Tête taille	5	—	—	16
Soutènement	7	—	—	
Suite abatage :				
Mach. tête	1	1	—	
Mach. pied	1	1	—	6
Déplacement poutres	—	—	2	
Contrôle toit :				
Contrôle étançons	—	1	—	1
Transport :				
Voie de base	2	2	2	8
Voie de tête (matériel)	—	2	—	
Entretien des galeries :				
Nettoyeur voie de base	—	1	—	1
Travaux divers :				
Ajusteurs	1	—	2	4
Electriciens	1	—	—	
	25	24	24	73
Production : 120 t Rendement : 1.640 kg				

Des résultats intéressants ont été obtenus dans la formation des jeunes ouvriers en faisant précéder leur apprentissage dans le chantier d'un entraînement à la surface, dans une taille image, pendant une journée complète dont le programme s'établit comme suit :

- a) description et explication de l'organisation du chantier ;
- b) explication du maniement des étauçons et des outils ;
- c) manœuvres de pose et dépose d'étauçons sous la conduite d'un moniteur pendant plusieurs heures.

Le placement correct du premier étauçon demande environ 20 minutes, en fin de séance ce temps est réduit de 75 %.

Dès leur introduction en taille, ces apprentis parviennent en moyenne à foudroyer et placer 24 étauçons par poste. Après 4 quinzaines d'apprentissage, ils réalisent la tâche moyenne des ouvriers du chantier : placer et foudroyer de 35 à 38 étauçons.

Nous ne passerons pas en revue les multiples tâches effectuées par chacun, nous nous bornerons à donner quelques précisions sur celles des porions, machinistes et ajusteurs.

Chaque surveillant ou moniteur a la responsabilité d'une longueur de taille ne dépassant pas 40 m. Dans cette zone, ils contrôlent le travail des ouvriers et surveillent le fonctionnement du rabot.

Le porion parcourt la taille 3 à 4 fois par poste. Au cours de sa dernière visite, effectuée 1 heure environ avant la fin du poste, il vérifie principalement la rectitude du front, et, pour ce faire, il utilise comme repère le brin supérieur de la chaîne du rabot, qui doit se placer à environ 0,30 m en arrière du front, tout au long de la taille. La rectification éventuelle du front s'opère en rabotant par passes de plus en plus courtes la partie en retard d'avancement. Cette opération doit pratiquement se faire tous les jours, les inégalités de largeur de passe du rabot sont dues aux variations de dureté du charbon, à un mauvais fonctionnement des pousseurs, à la négligence d'ouvriers oubliant d'avancer à temps ces pousseurs.

Le porion veille en outre au ripage régulier des têtes motrices. Au poste précédant le rabotage, l'attention du porion doit se porter au placement parfait des poutres d'amarrage du convoyeur : elles doivent être placées rigoureusement parallèles au panzer de chargement situé dans la voie de base.

La tâche des machinistes de rabot est très délicate du fait de l'utilisation de commandes séparées en tête et au pied de taille. La plupart des ruptures de boulons de cisaillement proviennent, soit d'un arrêt tardif du rabot qui heurte alors sa butée de fin de course, soit d'une mauvaise interprétation des signaux de la part d'un des machinistes. Pour pallier ces inconvénients, les consignes suivantes ont été données :

1^o) Arrêt du rabot 2 m avant la fin de course. Le machiniste qui voit le rabot, termine la passe à l'aide de son seul moteur. Cette manœuvre constitue en même temps une indication pour l'autre machiniste qui sait que le rabot a terminé sa course et

que le prochain démarrage devra s'effectuer dans l'autre sens.

2^o) Tous les démarrages commandés par la signalisation sont d'abord effectués par le machiniste de tête de taille, celui du pied n'enclenche son moteur qu'après s'être assuré de la bonne exécution de la manœuvre qu'il peut contrôler d'un regard, d'après le comportement de la chaîne.

Pour assurer un bon entretien, il faut effectuer 107 opérations différentes, dont 65 quasi tous les jours et 42 toutes les semaines.

Pour fixer les idées, en voici quelques exemples :

Tête motrice - voie de tête - panzer : graisser le palier borgne.

Installation taille - panzer : huiler la tige du piston des pousseurs pneumatiques.

Tête motrice - voie de base - rabot : vérifier le blocage moteur - lanterne.

Etc.

Toutes ces opérations ont fait l'objet de chronométrages, elles requièrent le travail d'un ajusteur pendant 5 à 6 heures. Il faut donc s'efforcer de laisser à l'arrêt l'installation pendant tout un poste.

III. EXPLOITATION PROPREMENT DITE

Le 1^{er} octobre 1957, l'installation a été démontée; 4 jours plus tard, elle était remise en service dans un chantier de 140 m de longueur, ouvert dans la Veinette supérieure et situé à 500 m au couchant du chantier précédent.

Un remontage de taille de 3 m de largeur a été pratiqué dans l'ouverture de la couche tout au long du montage cadré initial (fig. 16). Pendant que s'effectuait l'assemblage des têtes motrices en tête et au pied de taille, les éléments d'infrastructure,

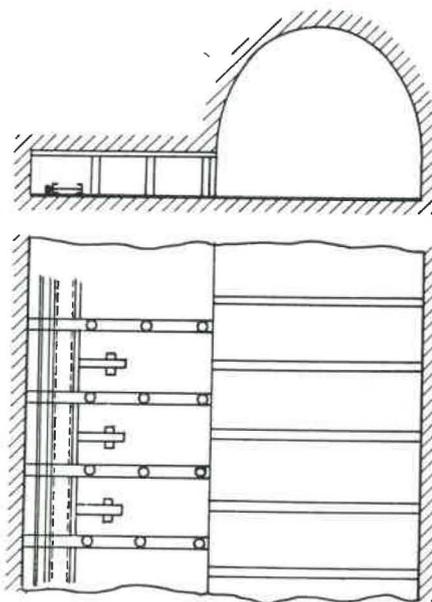


Fig. 16. — Démarrage de la taille à partir d'un montage cadré.

répartis dans le montage cadré, ont été glissés dans la taille et assemblés sur place contre le front. Les chaînes du panzer et du rabot ont été placées sans l'aide d'aucun treuil et, pour ce faire, on a procédé de la façon suivante :

La chaîne du rabot se trouve en tas au pied de taille dans la voie de base, la chaîne du panzer dans la voie de tête. Au cours du montage, les couloirs ont été placés sur un câble de 16 mm préalablement étendu dans la taille, un second câble de 16 mm a été passé dans les tubes de guidage.

a) Placement de la chaîne du rabot.

En tête de taille, le câble passant dans les tubes est enroulé 2 fois autour du tambour d'entraînement du rabot ; au pied de taille, le câble est fixé à la chaîne. La tête motrice supérieure est mise en marche : la chaîne est tirée dans les tubes, tandis que le câble halé par un ouvrier est étendu de nouveau dans la taille, en dehors des tubes, bien entendu.

La même opération est répétée pour monter le tronçon de chaîne extérieure aux tubes.

Ensuite, les deux extrémités de la chaîne sont réunies par une fausse maille, on a ainsi constitué une chaîne sans fin qui servira au placement de la chaîne du panzer.

b) Placement de la chaîne du panzer.

Au pied de taille, le câble étendu sous les couloirs est passé autour du tambour d'entraînement du panzer, utilisé comme poulie de renvoi, et fixé à la chaîne du rabot.

En tête de taille, le câble est attaché à la chaîne du panzer. La tête motrice du rabot est mise en marche, le brin inférieur de la chaîne du panzer est tiré dans les couloirs.

Pour placer le brin supérieur, il suffit d'attacher celui-ci, au moyen d'un bout de câble de 2 à 3 m,

à la chaîne du rabot et de faire tourner celle-ci dans l'autre sens.

Inversement, l'expérience nous l'a prouvé par après, lors d'une rupture de chaîne de rabot, on peut utiliser la chaîne du panzer pour haler la première. Ainsi donc, lorsqu'une rupture survient à l'une des deux chaînes, on peut toujours utiliser l'autre comme engin de traction.

L'exploitation de ce chantier comporte les particularités suivantes (fig. 17) :

1°) les galeries d'entrée et de retour d'air ne sont pas parallèles ;

2°) la voie de tête est creusée d'avance ; toutefois, son mauvais état ne permet que le gain de 2 personnes sur l'effectif pointé au creusement des galeries dans l'organisation du chantier précédent.

La production réalisée du 5 octobre 1957 au 1^{er} mai 1958 a été de 38.900 tonnes pour une longueur de taille allant de 140 à 180 m.

Le rendement moyen obtenu, en dehors des zones affectées de dérangement, a été de 2.700 kg et réalisé dans une taille dont les caractéristiques moyennes sont les suivantes :

- Longueur : 165 m
- Ouverture : 0,60 m
- Puissance : 0,58 m
- Toit et mur : schiste
- Pente : 7°
- Production journalière : 270 t
- Avancement journalier : 2,08 m

Dans ce chantier, l'abatage s'effectue au deuxième poste, la capacité du puits étant devenue insuffisante pour assurer le déblocage de cette taille en même temps que celle en activité dans 10 Paumes.

Le tableau II représente l'attelée du chantier.

Pour mieux situer les résultats obtenus, nous pouvons les comparer à ceux réalisés dans un autre chantier, situé au nord de l'exploitation en cours, dans les mêmes conditions de gisement, où l'abatage s'est effectué au marteau-pic, l'évacuation en taille par convoyeur à brin inférieur porteur et où le soutènement était constitué de bèles Ougrée de 1,50 m, supportées par des étançons Gerlach. Les caractéristiques étaient les suivantes :

- Longueur : 150 m
- Puissance : 0,53 m

Les résultats obtenus ont été :

- Avancement moyen : 1,28 m
- Production journalière : 140 t
- Rendement chantier : 1.675 kg

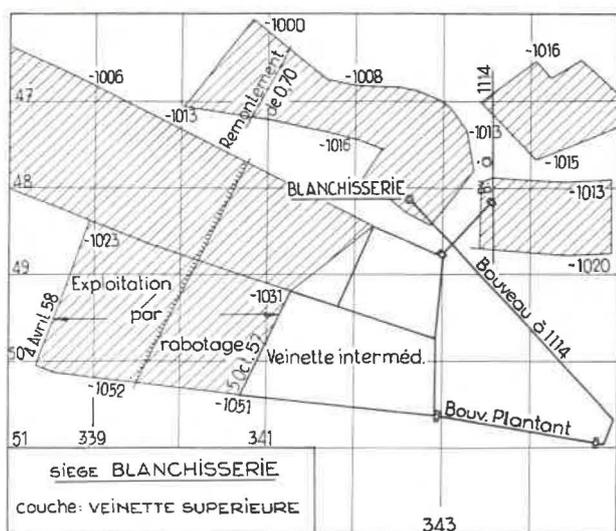


Fig. 17. — Siège Blanchisserie — Couche « Veinette supérieure ».

TABLEAU II.

	1	2	3	Totaux
Surveillance :				
Porions	1	1	1	
Moniteurs	—	6	—	11
Boutefeux	1	—	1	
Ouverture des galeries :				
Voie de base	front	4	—	4
	arrière	3	—	3
Voie de tête	front	4	—	4
	arrière	3	—	3
Abatage :				
Pied de taille	—	5	—	
Tête taille	—	6	—	31
Soutènement	—	20	—	
Suite abatage :				
Mach. tête	—	2	1	
Mach. pied	—	1	1	7
Déplacement poutres	2	—	—	
Contrôle toit :				
Contrôle étaçons	2	1	—	5
Entretien taille	—	2	—	
Transport :				
Voie de base	2	2	2	8
Matériel	2	—	—	
Entretien des galeries :				
Rabasnage voie de base	5	—	—	5
Travaux divers :				
Ajusteurs	2	1	—	5
Electriciens	1	1	—	
	32	48	20	100
Production : 270 t Rendement : 2.700 kg				

Si nous poussons la comparaison jusqu'aux prix de revient à la tonne des éléments qui différencient les deux méthodes, à savoir : l'amortissement du matériel d'abatage et de transport en taille, l'énergie consommée et les salaires, nous obtenons les chiffres suivants :

	Taille mécanisée	Taille non mécanisée
Amortissement du matériel :	37 F/t	16 F/t
Energie :	8 F/t	5 F/t
Salaires - charges sociales :	188 F/t	304 F/t
	soit un gain de 92 F/t pour la taille mécanisée.	

Ces résultats ne sont pas toujours aussi favorables car, lors du passage d'un dérangement d'une certaine ampleur qui limite l'avancement, le rendement et la production tombent rapidement.

Un tel dérangement a été traversé en décembre 1957, il s'agissait d'une remise de veine dans le toit dont le rejet atteignait l'ouverture de la couche avec étreinte complète au droit de la cassure. Ce dérangement formait un angle de 7° avec le front de taille. La préparation du passage du rabot dans la partie dérangée a dû s'effectuer en dehors du poste de rabotage. L'avancement est tombé à 1,50 m, la production journalière à 200 t, le rendement à 2.100 kg. Dans ces conditions, le prix de revient à la tonne nette est passé de 37 F à 50 F pour l'amortissement du matériel, de 8 F à 10 F pour l'énergie consommée, de 188 F à 243 F pour les salaires et charges sociales. Soit au total une augmentation de 70 F/t. Le même dérangement a été rencontré par la taille située au nord, lorsqu'elle était encore équipée de couloirs oscillants. Au cours de la période couvrant le passage du dérangement, les résultats ont été les suivants :

Production moyenne journalière : 75 t

Rendement chantier : 1.500 kg

Prix de revient :

amortissement du matériel : 3 F/t

Energie : 5 F/t

Salaires + charges sociales : 340 F/t

soit encore une différence en faveur de la taille mécanisée de 45 F/t.

IV. CONCLUSIONS

Depuis 7 mois, 60 % de la production du siège Blanchisserie sont réalisés par abatage mécanique et, grâce à la mécanisation, la production totale du siège est passée de 400 à 500 t, le rendement fond de 1.100 kg à 1.300 kg, bien que la puissance moyenne des couches exploitées soit tombée de 0,83 à 0,73 m. Ces résultats encourageants nous les devons, certes, à la Direction et aux ingénieurs d'André Dumont dont les conseils nous ont été très utiles, mais aussi à la collaboration des ingénieurs de tous les services de notre Société, animés d'un esprit d'équipe remarquable, et enfin à nos supérieurs dont l'attitude compréhensive et patiente nous a permis de mener à bien une mise en train difficile.

Si, dans cet exposé, j'ai touché au problème de la formation du personnel, c'est parce que j'ai pu remarquer, dans ma courte expérience, que très souvent les causes de certains échecs ou retours à la routine sont dus en partie à l'inexpérience d'une main-d'œuvre rapidement débordée devant des difficultés exagérément accumulées.

A mon avis, si la mécanisation demande moins d'hommes, la qualité de ceux qui restent doit être supérieure et de toute façon la formation de la main-d'œuvre et l'organisation du travail restent ce qu'elles ont toujours été : la tâche essentielle et le souci constant de l'ingénieur de charbonnage.

Une visite en Pologne

par

E. DESSALLES,

Inspecteur des Charbonnages
patronnés par la Société Générale de Belgique

et

R. STENUIT,

Ingénieur en Chef-Directeur
au Corps des Mines

SAMENVATTING

Gemiddeld doen zich in de Poolse mijnen jaarlijks 500 open of bedekte branden voor; de meesten hiervan zijn toe te schrijven aan spontane ontbrandingen in de laag of in de vulling.

Vier en twintig ten honderd der zetels zijn mijngasachtig en zeventien ten honderd stofachtig.

De mijngashoudende mijnen zijn ingedeeld in 3 categoriën.

Huidige bijdrage geeft een samenvatting van de gesprekken gevoerd met ingenieurs en technici van de administratie en van de Poolse mijnen, evenals met professor BUDRYK, rector van de Academie voor Wetenschappen van Krakau, wiens principes in zake luchtverversing en brandbestrijding sedert meer dan 30 jaar in Polen worden gedoceerd en toegepast.

Zij worden hier bondig uiteengezet en het ware wenselijk dat de schema's, die er de weergave van zijn, zouden gevolgd worden door al de ingenieurs gelast met de brandbestrijding. Hun interpretatie is uiterst eenvoudig en zou toelaten, in geval van brand, onmiddellijk te weten wat moet gedaan worden, en vooral wat niet mag gedaan worden opdat de redders niet in de rug zouden verrast worden door de roken.

De aandacht der lezers wordt vooral getrokken op de speciale tactiek die moet gevolgd en voorbereid worden in geval van branden in dalende luchtstromen en in luchtintrekkende schachten in het bijzonder.

RESUME

Il y a en moyenne, dans les mines polonaises, 500 feux et incendies par an, la plupart étant dus à des combustions spontanées en couche ou en remblai.

Vingt-quatre pour cent des sièges sont grisouteux, dix-sept pour cent sont poussiéreux.

Les mines grisouteuses sont classées en 3 catégories.

La présente note résume des entretiens avec des ingénieurs et techniciens de l'administration et de l'exploitation des mines polonaises, ainsi qu'avec le professeur BUDRYK, recteur de l'Académie des Sciences de Cracovie, dont les principes en matière d'aérage et de lutte contre le feu sont enseignés et pratiqués en Pologne depuis plus de 30 années.

On s'est borné, ici, à les énoncer de façon succincte et l'on souhaite que les schémas qui les traduisent soient adoptés par tous les ingénieurs chargés de l'organisation de la lutte contre les feux et incendies: leur lecture est des plus simple et permettrait, en cas de sinistre, de savoir immédiatement ce qu'il faut faire et surtout ce qu'il ne faut pas faire pour éviter, entre autres, que les fumées ne prennent les sauveteurs à revers.

L'attention des lecteurs est attirée sur la tactique spéciale à suivre et à préparer en cas de feu ou incendie dans des courants d'air descendants et, en particulier, dans les puits d'entrée d'air.

Le 19 décembre 1957, la Commission de révision des règlements miniers avait à son ordre du jour : « Régime d'aérage en cas d'incendie ».

Quelques jours plus tôt, nous avons eu la bonne fortune de lire les communications faites à Liège, en 1930, sur l'aérage des mines et la lutte contre les feux souterrains par le professeur Witold BUDRYK, Professeur à l'Académie des Sciences de Cracovie.

Ces mémoires furent publiés à l'époque par l'Association des Ingénieurs sortis de l'École de Liège (A.I.Lg) et la Société Géologique de Belgique, à Liège.

Séduits par la clarté et la sûreté de ses vues sur un problème qui compte à juste titre parmi les plus complexes et parfois les plus déroutants, nous avons voulu rencontrer le professeur Budryk afin de recueillir de vive voix les commentaires et les enseignements qu'une longue expérience n'avait pu manquer d'apporter à l'auteur des mémoires susdits.

Ingénieur du fond dès le début de sa carrière, le professeur Budryk a enseigné plus de 30 ans, à l'Académie des Sciences de Cracovie. Il est actuellement Recteur de cette université qui compte six facultés et 6.000 étudiants. Il a appliqué ses théories lors de tous les incendies importants survenus dans le bassin de Haute-Silésie, lequel renferme plus de 90 % des sièges du pays.

Les organes de lutte contre les incendies dans les travaux souterrains sont prescrits par les règlements polonais sur la base des théories du professeur Budryk. A ceux qui douteraient de la valeur du champ d'expérience des mines de Pologne, disons tout de suite que, en 1956, l'ensemble des mines a connu 598 feux ayant occasionné la mort de 55 hommes (la plupart étant des sauveteurs) et l'année suivante 488 feux ayant occasionné la mort de 35 hommes.

Un ingénieur de l'Administration des Mines a pour fonctions exclusives le service des feux et incendies.

Avant de résumer nos entretiens avec le professeur Budryk, nous parlerons succinctement du gisement et des méthodes d'exploitation.

I. LE GISEMENT

Les indications qui nous ont été données sur place et le traité de géologie allemand de Kayser donnent les renseignements sommaires suivants.

Le bassin de Haute-Silésie a environ 6.000 km² de superficie. Le Houiller exploitable s'étend sur 4.500 km² en Haute-Silésie et 530 km² dans le bassin de Woweck (fig. 1, 2 et 3).

La puissance du Houiller varie de 6.000 à 2.500 mètres.

Il est recouvert de morts-terrains quaternaires et tertiaires de 50 à 300 m d'épaisseur ; les terrains

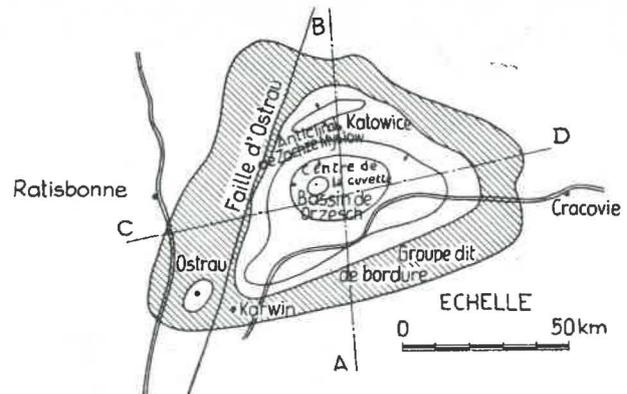


Fig. 1.

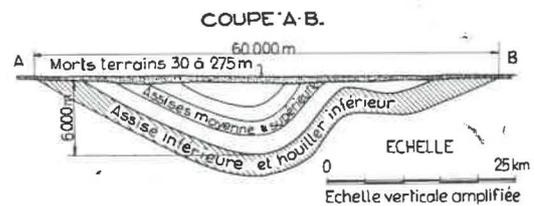


Fig. 2.

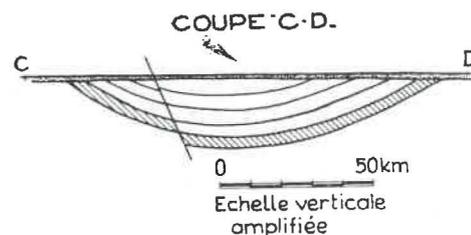


Fig. 3.

secondaires et une partie du tertiaire ont été érodés avant le dépôt des morts-terrains qui existent actuellement. Ceux-ci sont composés de roches, de sables et d'argiles. Sous le diluvium quaternaire, on trouve les formations tertiaires et dans la partie la plus puissante du tertiaire des formations miocènes de sables argileux, ce qui est important à noter pour le creusement des puits dont nous parlerons.

Le Houiller comprend 130 couches exploitables d'une puissance totale de 150 mètres.

La densité moyenne, dans la superficie de 1.500 km² exploitée actuellement, est de 25 t/m².

La réserve totale jusqu'à 1.000 m est estimée à 85 milliards de tonnes.

Jusqu'à présent, la profondeur maximum est de 780 mètres.

Dans ces réserves, il y a environ 1/3 de charbon à coke ayant une teneur en matières volatiles de 20 à 30 %. Les autres couches vont de 30 à 46 %.

Les veines sont généralement puissantes et propres ; la teneur en cendres des charbons bruts est faible.

Les couches sont divisées en groupes qui sont caractérisés par les niveaux moyens auxquels elles correspondent.

Ces groupes sont les suivants :

200

300

400

500, de 25 m d'épaisseur ;

600, lequel renferme des couches minces allant jusqu'à 40 cm.

Les charbons à coke appartiennent au groupe 600, mais il y en a aussi dans les groupes 300 et 400.

Le pouvoir calorifique varie de 4.500 à 7.800 kcal/kg de houille.

Le gisement est régulier, avec des pentes faibles de 6 à 8°. Au nord de Katowice et au sud-ouest du bassin, par suite des plissements, on rencontre des pentes plus fortes et des dressants. La moyenne est de 25° pour l'ensemble du gisement.

La production annuelle est de 95 millions de tonnes. Comme on travaille environ 300 jours par an, la production journalière est de ± 320.000 t.

Cette production se fait par 74 sièges en Haute-Silésie et 6 sièges dans les autres régions.

La production moyenne par siège est de 4.000 t pour l'ensemble du pays ; dans la région visitée elle est de 6.000 à 7.000 t.

Pour les nouveaux sièges, on envisage des productions de 8.000 à 10.000 t.

II. L'EXPLOITATION

1. Grisou : 24 % des sièges sont grisouteux.

Poussières : 17 % des sièges sont partiellement poussiéreux. On n'a pas encore fait de dégazage, mais on l'étudie pour l'appliquer dans les mines les plus grisouteuses.

2. Dégagements instantanés.

On ne signale pas de dégagements instantanés de grisou ; mais dans les mines de Wojek que nous avons visitées, il y a eu un dégagement de CO₂ évalué à 200.000 m³ avec projection de 2.500 t de charbon fin.

3. Incendies.

Il y a environ 500 feux et incendies par an, dont 150 ont une certaine importance.

85 % se produisent à front (ou aux environs) de couches sujettes à des combustions spontanées, dont 14 % dans les remblais ; 5 % sont imputables à des engins mécaniques, y compris les bandes transporteurs ; 6 % sont imputables à l'électricité, le reste à des causes diverses.

Dans le dernier chapitre de ce rapport, nous nous étendrons plus longuement sur la question des incendies, liée directement à celle de la ventilation.

4. Ventilation.

On n'utilise pas de ventilateurs souterrains. Mais on adopte souvent l'aéragé diagonal.

Les orifices équivalents sont très grands : 3 à 4 m², par suite les dépressions sont relativement faibles.

En raison de l'absence du grisou dans bien des cas ou du peu d'importance du dégagement, ainsi que de la profondeur assez réduite des travaux, le volume d'air nécessaire à la tonne est beaucoup plus petit qu'en Belgique ; il est de l'ordre de 20 à 25 m³/s à la tonne extraite, au ventilateur, alors que dans nos mines de Campine il est de 60 à 80 m³ et atteint même dans certaines mines belges 100 m³.

Jusqu'à présent les ventilateurs sont en général du type centrifuge. On a cependant adopté des ventilateurs axiaux hélicoïdaux dans de nouvelles installations. Mais dans les agglomérations, on hésite à les installer en raison du bruit. Il y a des remèdes à cet inconvénient, notamment des roues multiples.

5. Exhaure.

La venue d'eau moyenne des mines est de 3 m³/min.

Mais il y a un siège qui donne 40 m³/min, ce qui est le double du maximum des mines de charbon de Lorraine.

6. Méthodes d'exploitation.

En général, les exploitations sont en plateure, il y a peu de dressants. Les méthodes sont standardisées.

En principe, exploitation en rabattant. A présent 80 % des tailles sont exploités par cette méthode ; on compte passer à 100 %.

Couches de 1,30 à 2 m d'ouverture jusqu'à 30° de pente.

Tailles chassante de 120 à 160 m de longueur, avancement journalier 1,80 m.

Tir en veine avec explosif de sécurité (voir plus loin, chapitre V, feux et incendies).

Foudroyage.

Soutènement métallique Gerlach - bèles articulées.

Haveuses-chargeuses.

Couches de 3 m à 5 m, inclinaison 6 à 10°.

Longueur des tailles 150 m.

Avancement 1,80 m.

On prend 2 ou 3 tranches en commençant par la tranche supérieure.

Soutènement en bois et foudroyage.

Le décalage des tranches dans le temps est de 2 à 3 mois. Le remblai est soutenu au moyen de planches jointives.

Si l'on fait du remblayage hydraulique, les tranches sont exploitées de bas en haut.

Couches de 0,60 à 1,30 m, inclinaison de 0 à 30°.

Tailles de 100 à 240 m, avancement de 1,80 m.

Haveuses-chargeuses.

Foudroyage partiel.

1. 2. 3.

Couches plus puissantes.

Les couches de grande puissance, par exemple de 10 à 20 m, s'exploitent par tranches montantes de 2,50 m avec remblayage hydraulique soigné.

Si le toit est mauvais, on prend d'abord la tranche supérieure, on la remblaie complètement ; on reprend ensuite l'exploitation, par la tranche inférieure, après avoir laissé le tassement se produire.

Cette méthode est particulièrement intéressante pour régulariser les affaissements de surface et supprimer les fissures. L'ensemble s'affaisse régulièrement, uniformément.

Exploitation par chambres et piliers.

On reprend les piliers en se retirant.

Méthode par tailles montantes.

Concurremment avec le traçage préalable, on prend aussi beaucoup de tailles en montant, en faisant le traçage représenté à la figure 4 ; les tailles ont 120 m de longueur, on have et on tire. Cette disposition assure une exécution plus compacte du remblai.

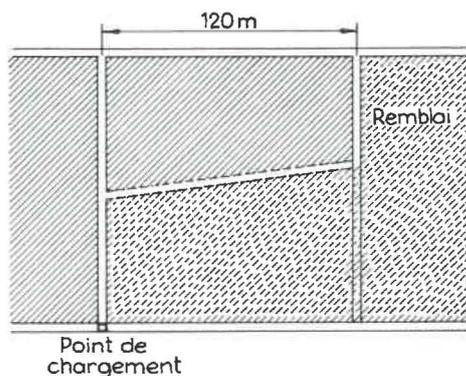


Fig. 4.

Méthode employée en Sarre dans les années 1924-25 ; elle a été essayée à Julia, mais la pente était un peu trop forte. La Revue Universelle des Mines a publié autrefois une étude sur le remblayage hydraulique par M. Demeure père, qui décrivait une méthode analogue.

7. Transport.

Dans les tailles on emploie les panzers, dans les voies horizontales et inclinées des bandes transporteuses de 0,80 m de largeur ; courroies dites « ininflammables » de fabrication anglaise, à base de chlorure de Polyvinyle. Dans les voies principales et bouveaux, le transport se fait par locomotives, généralement à trolley 250 V avec des wagonnets normalisés à 2,5 t - 3,5 t. Il y a des wagonnets de 5 t, mais c'est exceptionnel. Les locomotives Diesel sont interdites au fond.

8. Creusement des bouveaux.

On a creusé en un an 82.700 km de bouveaux avec un avancement mensuel moyen de 46,60 m, soit 2 m³ par ouvrier-poste. L'avancement maximum fut de 274,50 m, soit 10 à 11 m par jour, avec un effet utile de 4,2 m³ par homme-poste.

On utilise dans ces creusements des chargeuses à l'air comprimé.

Il y a en service 111 surcompresseurs et 730 foreuses, Böhler, Hallman, Atlas Diesel.

9. Revêtement des galeries.

Les galeries sont soutenues par des cadres métalliques genre Toussaint. Le garnissage est fait avec des rondins en bois, même dans les bouveaux où le traînage se fait par trolley. Dans l'avant-dernier chapitre, nous parlerons des portes et des arrêts-barrages.

10. Puits.

Les diamètres des puits sont standardisés.

Les puits d'extraction ont 7,50 m de diamètre intérieur ; les puits d'aéragage 5,50 mètres.

On nous a cependant signalé que, pour les nouveaux sièges projetés devant avoir une capacité de production de 8.000 à 10.000 t par jour, on envisage de porter le diamètre à 11 m et d'équiper le puits avec 4 grands skips.

Creusement des puits.

Là où l'épaisseur des morts-terrains est forte et où l'on rencontre des sables aquifères, le creusement du puits se fait par congélation.

Nous avons visité deux puits en construction suivant cette méthode : nous en parlerons plus loin.

9 % des puits sont creusés par cette méthode.

En 1957, l'avancement moyen mensuel des puits en creusement a été de 26,50 m, avec un maximum de 55 m et un effet utile de 1,55 m³ par ouvrier-poste ; c'est une moyenne ; nous verrons que, dans le creusement par congélation, l'avancement est moindre.

Revêtement.

Celui-ci se fait, soit en béton, soit au moyen de briques cuites spéciales de 25 kg, ou de blocs de béton ; pour les puits creusés par congélation, avec des cuvelages à partir d'une certaine profondeur.

11. Sécurité.

Il y a dans chaque siège un chef de sécurité et une station de sauvetage avec des appareils Dräger et d'autres de construction polonaise, analogues aux Dräger. Nous avons visité la station de la mine « Wojek ».

Tous les ouvriers sont en outre porteurs de masques de protection contre le CO.

Le taux d'accidents mortels fond et surface est de 9,6 pour 10.000 hommes, moyenne de 4 ans.

En 1956, le 25 août, 17 jours après Marcinelle, un incendie survenu à la mine « Chorzow » a fait 40 victimes, asphyxiées par le CO.

Le 29 août 1958, à 5 h du matin à la mine Makowicz, à l'ouest de Katowice, un incendie a fait 56 morts et 52 intoxiqués, dont une vingtaine au moins sont morts par la suite. En dehors de ces deux grandes catastrophes, on nous a dit qu'il y avait eu peu d'événements semblables.

La prévention des incendies et la lutte contre ceux-ci sont bien organisées comme on le verra dans la 5^e partie du rapport.

12. Abatage hydraulique.

On a fait une application dans une mine, à 100 m de profondeur, avec un transport horizontal de 1.000 mètres.

La consommation totale est de 5 kWh/t (remarquons que la consommation dépend en grande partie de la profondeur).

La puissance totale installée est de 260 kW. On abat 50 t/h.

Il faut 4 m³ d'eau à la minute, soit 240 m³ à l'heure, environ 5 fois le tonnage abattu.

Le charbon est broyé dans un broyeur actionné par un moteur de 40 kW.

À la surface, le charbon est égoutté sur un vibreur actionné par un moteur de 3,500 kW.

Les pompes de refoulement ont une puissance de 80 kW. Il y en a deux. Les tuyauteries de refoulement ont 185 mm de diamètre.

Le broyage, l'humidification, la consommation de l'énergie rendraient semblable exploitation non rentable dans notre pays.

On fait des essais d'abatage dans d'autres mines, avec transport par les moyens ordinaires et remonte par les cages.

III. VISITE DE LA MINE « WOJEK »

La mine en question a été mise en exploitation au début de ce siècle, sous le régime allemand, car

elle se trouve à Katowice dans la partie de la Pologne annexée à l'Allemagne avant 1919.

C'est une mine importante. Prévue pour faire 5.600 t, elle extrait à présent plus de 6.000 t.

Il y a deux puits d'extraction et deux puits d'air. Ces derniers ne sont pas au voisinage des puits d'extraction, le système d'aérage étant diagonal.

Surface.

Les puits d'extraction sont équipés de la façon suivante.

L'un des puits est équipé avec une machine à vapeur installée par les Allemands avant la guerre de 1914 ; elle actionne des tambours cylindriques.

Les cages de ce puits sont à 3 étages ; elles servent à transporter des chariots de 3.500 litres, qui, bien chargés, donnent un poids net de 3.300 kg.

Ce puits dessert l'étage de 615 m.

Le second puits d'extraction comporte deux machines électriques à poulie Koepe, de construction allemande A E G.

Machines à courant continu, avec groupes Ward Léonard ne présentant rien de particulier, sinon que les cames de l'indicateur de profondeur règlent l'accélération et le ralentissement, système appliqué partout depuis de longues années.

Les cages de ces machines sont à 4 étages, il y a deux wagonnets par étage ; ce sont d'anciens wagonnets de 800 et 1.000 litres. Ces machines desservent l'étage de 370 mètres.

Recette.

Notons que les marches des escaliers sont garnies de planches et que le plancher de la recette comporte encore beaucoup d'éléments en bois.

Exploitation.

La mine comporte 10 quartiers avec :

- 20 tailles,
- 10 chambres,
- 45 galeries de traçage.

70 % des chantiers sont actuellement exploités en rabattant, 30 % en avançant vers la limite.

Le planning actuel prévoit 100 % d'exploitation en rabattant.

Les chantiers ont une durée de 8 à 9 mois.

On y fait 50 à 60 m d'avancement par mois, ce qui correspond à une longueur de chantier de 500 m. En faisant des méridiennes écartées de 1.000 m, on peut donc prendre 500 m de part et d'autre de chaque méridienne.

Les terrains sont bons et on n'a pas de difficultés à faire des traçages.

Le chantier que nous avons visité se trouve à l'est du puits et est exploité en vallée.

La pente de la couche est faible : 6 à 10°.

Les trains avec locomotives vont jusqu'à la tête de la vallée et une double voie permet de faire la manœuvre des rames.

La vallée est à grande section et, le long de la bande, une voie permet le passage des trucks à bois.

La partie supérieure (2 tailles de 60 m de longueur) avait déjà été abattue - 2 tailles étaient en exploitation en dessous, et en même temps des tra-

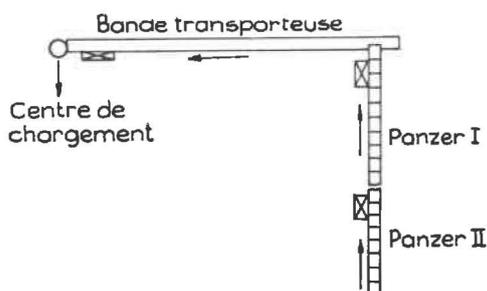


Fig. 5.

çages étaient en cours du côté opposé (fig. 4 et 5).

La couche a 2,50 m environ de puissance, entre toit et mur. Elle comporte 4 à 5 sillons, sans intercalation pierreuse. Elle n'est pas très dure et à première vue elle pourrait se prêter au rabotage. Cependant, les ingénieurs du charbonnage nous ont dit qu'ils ne pouvaient pas utiliser le rabot.

Abatage.

On fait d'abord un havage de 1,10 m à 1,20 m au mur et en même temps on fore des mines à 0,60 m à 0,70 m du toit, mines écartées de 1 m. On mine à l'explosif : explosif de sécurité.

On mine en partant du haut de la taille, en descendant ; on fait tourner la haveuse en sens inverse et elle amène le charbon abattu sur le panzer, sur lequel elle avance.

Le boisage se fait au moyen de très fortes bèles en bois de 2,20 m de longueur qui couvrent le panzer en porte-à-faux. Quand le panzer a avancé d'un mètre, on place l'étau au bout de la bèle en porte-à-faux et, dans l'espace compris entre deux bèles anciennes (distances d'environ 1,50 m), on place une nouvelle bèle avec deux bois et un porte-à-faux de 1,10 m, pour couvrir l'allée où le panzer a été déplacé.

On fait ainsi 4 pistes d'abatage dans la taille, soit un avancement de 8 m à 8,80 m.

On arrête alors l'abatage dans cette taille et on procède au remblayage hydraulique.

Pendant ce temps, on fait l'abatage dans la taille inférieure.

Poussières.

Le chantier est humide par suite du remblayage hydraulique. L'ouverture étant très grande, la vi-

tesse du courant d'air est faible et les poussières ne sont ni soulevées ni entraînées.

Dans la voie, il y a beaucoup d'eau et pas de poussières. Même au déversement des bandes et au point de chargement, il n'est pas souvent nécessaire de mettre en action les dispositifs d'arrosage.

Remblayage.

Le remblayage hydraulique se fait au moyen de sable exploité dans une grande carrière située à quelques kilomètres de la mine. Dans cette carrière, on extrait 36.000 tonnes par jour, pour diverses mines de la région.

Le sable est amené par wagons spéciaux à vidence automatique, au-dessus d'une grande citerne en béton, à fond incliné. Il y est déversé, puis désagrégé et emporté par un courant d'eau lancé à très grande vitesse par des pompes centrifuges installées un peu au-dessus du fond de la citerne ; le sable est ainsi entraîné par des tuyaux de descente installés dans les puits d'air. Il est ensuite conduit aux chantiers, par des tuyaux de 125 mm de diamètre.

Le débit horaire est de 180 m³ de sable additionné d'une quantité égale d'eau.

Il se forme dans les conduites 1 bouchon en moyenne tous les 10 jours ; une chasse d'eau à 25 atm en vient généralement à bout après 8 heures.

Mille m³ de sable sont constamment en réserve dans la citerne en vue d'un incendie.

Pour maintenir le remblai en place, le travail d'installation des « haies » filtres est assez important. Les ouvertures étant grandes, les pressions sont fortes. On doit donc faire un barrage solide. Sur des étaçons distants d'environ 1 m, on cloue des planches presque jointives qui soutiennent une toile de jute ; on maintient même les étaçons par des contrefiches obliques. C'est un travail qui demande une main-d'œuvre relativement importante.

Tous les 50 m, on ménage dans ces remblais une cheminée bien coffrée, pour permettre le passage des tuyaux servant au remblayage des tailles inférieures.

Transports dans les voies principales.

Produits : Le transport se fait, comme il a déjà été dit, dans des wagonnets de 3.000 litres, pourvus de freins à sabots.

L'écartement des rails est de 1 mètre.

La construction de ces wagons est très robuste.

La traction se fait par locomotive à trolley, tension 250 V. Le fil du trolley est à moins de 2 m du rail.

Le fil sert de porteur aux ondes téléphoniques. Du poste de dispatch, on peut téléphoner à tout instant avec tous les machinistes. C'est exactement le système que l'un de nous a vu en Amérique il y a 8 ans.

Ce dispositif permet de régulariser le roulage et accroît par conséquent la capacité de transport.

Pour le transport du personnel, on utilise des wagons spéciaux, avec toiture.

Sécurité au point de vue incendie.

Sur la vallée se trouvait une porte en bois dite de chantier. Elle comportait un encadrement en maçonnerie ; la porte proprement dite était placée horizontalement au-dessus de la bande transporteuse. Cette porte n'était pas lourde. En cas d'alerte, deux hommes peuvent en 10 minutes la dresser et constituer ainsi une porte régulière capable de réduire considérablement le débit du courant d'air.

Comme on le verra dans la 5^e partie, ces portes remplacent avantageusement les toiles que l'on employait autrefois.

Dans ce chantier, une porte analogue était installée sur le retour d'air.

D'autre part sur le bouveau du quartier, nous avons vu installées et maintenues ouvertes deux portes en fer avec encadrement en béton ; ces portes destinées à l'isolement de tout le quartier ne peuvent être manœuvrées que par des agents compétents expressément désignés par la direction. Elles peuvent être rendues étanches très facilement.

Pendant notre visite du fond, nous étions porteurs, comme toute personne qui descend dans cette mine, d'un masque de protection contre le CO.

La station de sauvetage avait une importance proportionnelle à celle de la mine. Il y avait au moins une vingtaine d'appareils genre Dräger prêts à l'utilisation, des bonbonnes d'oxygène, des filtres de rechange, etc.

Il y a un chef en permanence à la surface et, dans le fond, à chaque équipe, un certain nombre de sauveteurs porteurs de leurs appareils, mais qui sont occupés à certains travaux dans les chantiers.

En cas d'alerte, ils sont avertis téléphoniquement et se rendent tout de suite avec leurs appareils à l'endroit qu'on leur désigne.

Arrêts-barrages contre les explosions de poussières.

Dans la partie supérieure de la vallée, il y avait 30 arrêts-barrages immédiatement les uns à la suite des autres et couverts d'un poids important de poussières calcaires fines, 40 à 50 kg par arrêt, donc au total 1.200 à 1.500 kg de poussières fines.

Ventilation.

L'orifice équivalent de la mine est d'environ 5,9 m².

Il y a deux puits d'aérage, aérage diagonal.

Les ventilateurs sont du type centrifuge.

Sur l'un des puits, la dépression est de 80 mm et le débit d'air de 50 m³ par seconde, soit $w_1 = 2,10 \text{ m}^2$ d'orifice équivalent.

Sur l'autre puits, la dépression est de 82 mm et le débit de 90 m³/s, soit $w_2 = 3,80 \text{ m}^2$ d'orifice équivalent.

Compresseurs.

Notons que, pour le creusement des bouveaux, on utilise des surpresseurs souterrains.

Durée du travail — rendements.

En 1957, on a travaillé 306 jours.

La durée de travail est de 8 heures par jour, comptée comme en Belgique.

Le rendement total du fond de la mine est de 2 tonnes.

Le rendement fond et surface, y compris les employés, est de 1,40 tonne.

Tableau central de contrôle (fig. 5).

Dans une salle de la surface voisine du bureau du directeur est installé un tableau lumineux de contrôle des installations du fond et des machines d'extraction.

Le tableau comporte un panneau par division. Dans chaque panneau sont figurés par des traits en verre (glace) les différents engins de transport. Tout appareil en marche est indiqué par l'éclairage en rouge du trait qui le représente. L'éclairage en jaune signifie l'arrêt ou la panne. L'absence de lumière correspond à la mise hors service. Pour les machines d'extraction, on indique à chaque instant le niveau où se trouve la cage.

En face de ce tableau, se trouve le pupitre du contrôleur (1 par poste) qui note les temps d'arrêt ou de marche des divers appareils. Le même contrôleur peut se mettre en rapport téléphonique direct avec tous les chantiers.

IV. CREUSEMENT DE PUTTS

Nous avons visité au-delà de Bytno, dans la région de Gluvice à l'ouest de Cracovie, un puits en creusement par congélation et un autre où l'on achevait le montage des installations de fonçage. Ces puits sont creusés par une division spéciale des mines nationalisées. Cette division assume une sorte d'entreprise. Elle creuse actuellement son 36^e puits ; comme on n'en creuse qu'environ 10 % par congélation, elle en serait au 4^e puits de l'espèce. Cependant, le matériel utilisé est du matériel ancien qui date certainement d'avant-guerre.

Le puits visité est un puits d'air de 5,50 m de diamètre intérieur.

Le cercle des congélateurs a 11 m de diamètre, le diamètre extérieur du revêtement devant atteindre 7,60 m.

Il y a 1,70 m de distance théorique entre les sondages et la paroi extérieure dudit revêtement.

Le puits dans lequel nous sommes descendus traversait d'abord du diluvium, puis entrait dans le tertiaire.

Sur 30 m, on faisait le revêtement en blocs de béton.

Sur les 140 m suivants, le revêtement extérieur comportait de gros blocs de béton de 51 cm d'épaisseur, puis une couche de bitume de 4 cm, ensuite un rouleau de blocs de béton de 0,25 m et enfin à l'intérieur un revêtement en béton damé de 0,25 m (fig. 6 a).

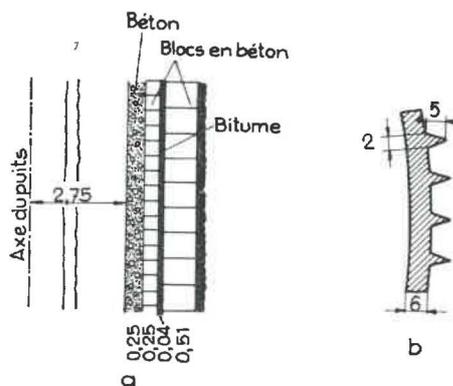


Fig. 6.

Au-delà des 140 m et jusqu'à 275 m, le revêtement se faisait en cuvelage. Celui-ci est en fonte spéciale dite décarburée, moins susceptible de se briser. On n'a pu nous donner plus ample explication. Les segments ont 1 m de hauteur, avec une nervure intérieure médiane, horizontale. A l'extérieur, il y a des nervures verticales de 5 cm de hauteur et de 2 cm d'épaisseur à la base. L'épaisseur des voiles est de 60 mm (fig. 6 b). Le calcul des pressions que subit le revêtement se fait comme chez nous, d'après la nature des terrains traversés et la pression hydrostatique, celle-ci étant comptée à partir des couches imperméables. Les couches les plus dangereuses sont celles du miocène, où se trouvent des sables argileux. Le maximum de pression que nous avons lu sur les diagrammes était de 25 kg/cm². Dans ces conditions, les cuvelages étaient calculés avec de forts coefficients de sécurité.

Le creusement se fait à la bêche pneumatique, sans explosif; le sable n'est pas très dur. Nous ne savons s'il était congelé jusqu'au milieu parce qu'on montait le cuvelage au moment de notre visite. Nous n'avons pas vu de colonne centrale d'équilibre.

Le plancher de travail comporte des verrous à effacement automatique, apparemment beaucoup plus forts que ceux que nous connaissons.

La machine d'extraction à commande électrique triphasée, à résistances métalliques, construction A.E.G., a une bobine décalable, avec frein sur la bobine.

Les cuffats sont de 1.000 litres.

Il y a un guideur, mais pas de parapapier sur le guideur.

L'échelle mobile en cordes métalliques ne sert que jusqu'aux échelles fixes qui sont déjà placées sur la plus grande hauteur.

Les joints se font en plomb, 3 mm d'épaisseur; les boulons sont pourvus de rondelles en plomb et en acier.

Les joints de plomb sont matés de l'extérieur avant bétonnage.

Le picotage se fait avec des planchettes, maintenues en place contre les poussées éventuelles par un masque en acier laminé de 30 mm d'épaisseur, boulonné aux deux brides voisines.

Au moment de notre visite, les sables congelés exerçaient une assez forte poussée. Le revêtement provisoire était fait par des cadres en fer d'environ 250 mm de hauteur, distants de 1 m, et de tôles à crochets suspendus aux cadres; il se déformait par places et on avait quelque difficulté à placer les anneaux définitifs; on abandonnait d'ailleurs ce revêtement provisoire en raison de la poussée.

La partie à revêtir était de 25 m et les ingénieurs craignaient que, par suite du mouvement des terrains, des congélateurs ne vissent à casser.

Le bétonnage s'exécute par damage et vibration. Ce n'est que pour l'anneau de raccord que le remplissage est effectué avec un béton liquide.

Le ciment employé est du ferro-ciment et la résistance des bétons est de 450 kg/cm². On ajoute un peu de CaCl² au béton.

Le contrôle de la qualité du ciment se fait dans un petit laboratoire installé dans une baraque près du puits.

On contrôle de même les sables qui paraissent d'excellente qualité et absolument dépourvus d'argile.

Les installations de congélation étaient des machines à ammoniacque, analogues aux anciennes machines que nous connaissons.

Les avancements réalisés sont de 25 m par mois, 1 m par jour, échelles placées.

Il y a 30 à 36 personnes occupées en 3 postes, au fond.

V. FEUX ET INCENDIES

Voici à présent l'essentiel des principes enseignés et pratiqués en Pologne depuis plus de 30 années, sous l'égide du professeur Budryk, Recteur de l'Académie des Sciences de Cracovie. Ces notes résument les entretiens que nous avons eus avec lui, les 25 et 26 août 1958, ainsi que les chapitres

principaux de son cours écrit d'exploitation des mines et autres publications.

Disons tout d'abord que les mines grisouteuses sont classées en 3 catégories.

1^{re} catégorie : celles qui dégagent 0 à 5 m³ à la tonne extraite en 24 heures.

2^{me} catégorie : celles qui dégagent de 5 à 10 m³.

3^{me} catégorie : celles qui dégagent plus de 10 m³ (le maximum connu en Pologne est de 60 m³) ou qui peuvent donner des formations de nappe gazeuse ou de brusques dégagements de méthane.

Cette classification sert de base aux dispositions réglementaires relatives au grisou.

En ce qui concerne l'emploi des explosifs vis-à-vis du grisou, quand la teneur de l'atmosphère est de moins de 1 %, on peut employer des explosifs qui ne sont pas de sécurité, sauf en charbon. De 1 à 1,5 %, les explosifs de sécurité sont de rigueur. On accorde des dérogations pour des teneurs allant jusqu'à 2 %, dans certains cas. On utilise alors et exclusivement le cardox.

Vis-à-vis des poussières, on ne peut utiliser, dans le charbon, que des explosifs de sécurité grisou-poussières. En galerie, cette restriction n'est pas de rigueur. Le danger de coups de poussières existe néanmoins en raison des hautes teneurs en matières volatiles du charbon.

Dans beaucoup de mines cependant, en raison de l'humidité due en partie au remblayage hydraulique, il ne paraît pas y avoir beaucoup de poussières fines. Néanmoins, comme nous l'avons vu à la mine « Wojek », on place dans les voies de nombreux arrêts-barrages.

A. Principes d'aérag.

1) N'aérer les différents quartiers d'une mine que par des courants indépendants. On appelle courant indépendant celui qui, se détachant du courant d'air frais, aère un atelier de travail ou un local équivalent, puis rejoint le retour d'air (fig. 7 a et b).

2) Ne pas tolérer l'existence de branchements latéraux tels que ab ou cd, car le courant d'air y est fort instable et peut subir facilement une inversion (fig. 7 c).

Dans le cas où de tels branchements sont inévitables — par exemple aux envoyages, — il est nécessaire d'y prévoir, à chaque extrémité, au moins 1 porte obturatrice de réserve, avec battants très bien ajustés (Règlement minier polonais).

3) Il faut en principe condamner les ventilateurs secondaires qui créent, çà et là, des courants dont le sens est instable, donc des courants susceptibles d'être aisément inversés sous l'influence d'une dépression thermique, même des plus minime, ou de modifications survenues dans la résistance d'autres circuits.

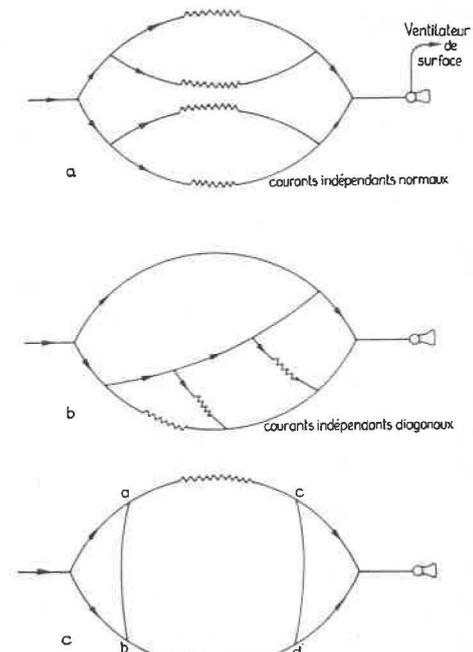


Fig. 7.

4) Les mines doivent être pourvues de barrages de sécurité avec portes qui puissent être fermées instantanément (Règlement minier polonais).

Ces portes doivent permettre d'assurer aux courants d'air des directions voulues et d'isoler les secteurs incendiés.

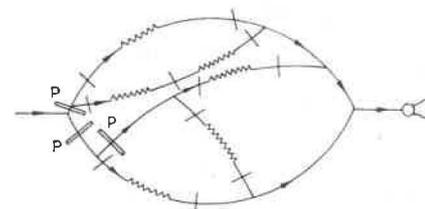


Fig. 8.

Il y a 3 sortes de barrages (fig. 8) :

- 1° Ceux qui sont placés à la base et au sommet de chaque courant indépendant (*barrages de chantier*) ;
- 2° Ceux qui intéressent tout le quartier et qui permettent de l'isoler P (*barrages de quartier*) ;
- 3° Ceux qui sont placés dans les mines à combustions spontanées, à l'entrée de chacune des tailles multiples se trouvant sur le même courant d'air (*barrage de taille*).

Sauf conditions particulières à apprécier par le directeur des travaux, il ne faut pas placer de portes de quartier P dans les voies de retour d'air, car elles seraient susceptibles de couper le retour d'air de plusieurs chantiers.

5) Il est à conseiller (nouveau règlement minier polonais) de placer les portes régulatrices, quand elles s'imposent dans un chantier, non pas dans le

retour d'air, mais dans l'entrée d'air à la naissance du courant indépendant.

S'il existe dans un courant indépendant des portes régulatrices, il n'est pas nécessaire d'y placer en outre au même endroit des portes obturatrices de sécurité de chantier, car la fermeture du guichet des portes régulatrices équivaut à la fermeture à cet endroit des portes obturatrices.

6) *L'aérage descendant* est à éviter autant que possible, car il peut donner lieu à des inversions d'aérage en cas d'incendie (voir plus loin, accident de la mine Barbara, en 1954).

7) *Des schémas de ventilation* tels que ceux des figures 7 et 8 sont tenus à jour dans chaque mine de façon uniforme. Ces schémas nous paraissent devoir s'imposer, car ils peuvent rendre de grands services et accélérer la lutte contre les incendies.

B. Principes de lutte contre les feux et incendies.

1) Un foyer de feu ou d'incendie constitue un ventilateur supplémentaire qui ajoute *algébriquement* son travail thermique au travail mécanique du ventilateur de la surface. La dépression totale est égale à la somme algébrique des dépressions thermiques et mécaniques.

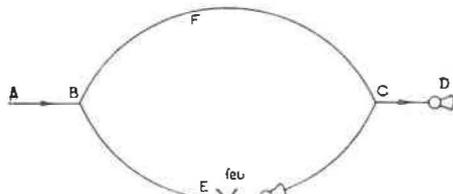


Fig. 9.

2) Si un feu éclate dans la branche B E C d'un circuit à dérivation (fig. 9), les courants étant supposés de B en C, que va-t-il se passer ? Le feu agit comme un *ventilateur* et relève la pression en C.

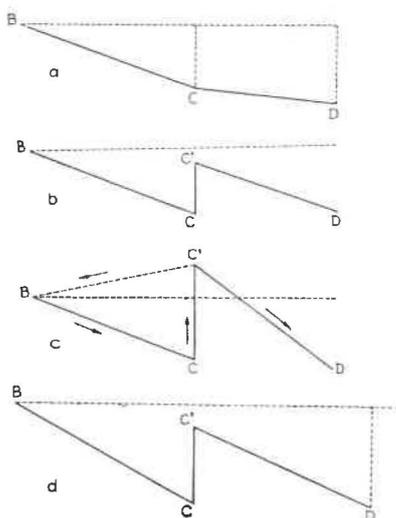


Fig. 10.

Au moment de l'incendie :

1^{re} hypothèse. L'incendie n'est pas assez violent pour relever le point C' de la courbe au-dessus de l'horizontale, le courant dans la dérivation B F C ne change pas de sens (fig. 10 b).

2^{me} hypothèse. Il est à craindre qu'avec le développement de l'incendie la pression du ventilateur ne relève C au-dessus de l'horizontale (fig. 10 c).

Alors la pression en C' devenant plus forte qu'en B, le courant s'inverse dans la branche B F C ; une partie du courant se détourne vers B, l'autre est aspirée par le ventilateur ; les fumées envahissent B F C et l'incendie peut gagner cette dérivation et prendre à revers le personnel qui se trouverait entre le feu et le point B.

Que faut-il faire pour empêcher un tel accident ? M. Budryk montre par des calculs simples (pages 327 à 328 du Mémoire du Congrès) que l'on doit régler la résistance de la dérivation incendiée de façon à réaliser ou à entretenir constamment la relation suivante :

$$\frac{H_i}{H_e} < \frac{R_i}{R_e} \quad \text{dans laquelle :}$$

H_i = dépression du tronçon intérieur B E C qui renferme le foyer ;

H_e = dépression du tronçon extérieur A B F C D, qui renferme le ventilateur de surface ;

R_i = résistance du tronçon intérieur ;

R_e = résistance du tronçon extérieur.

Telle est la condition d'un courant *normal*, c'est-à-dire de sens B F C, dans l'artère latérale B F C.

Graphiquement, cela se traduit par le diagramme figure 10 d.

Alors le courant dans la dérivation A F D conserve son sens.

M. Budryk écrit très simplement :

« Pour observer cette condition, nous serons obligés d'augmenter la résistance de la partie intérieure (celle où le feu existe) et de diminuer la résistance de la partie extérieure (celle où il n'y a pas de feu) ».

Le moyen le plus simple, comme il le dit, est de poser un *barrage régulateur* dans la dérivation où l'incendie a lieu (porte régulatrice, de préférence à toile).

Le deuxième point capital à observer pour éviter le détournement des fumées, suivant C F B, c'est de forcer le courant principal à se diriger vers le retour d'air, donc vers le ventilateur principal, c'est-à-dire de faire H_e grand par rapport à H_i .

Sauf dans le cas d'un incendie dans le puits d'entrée d'air, dont il sera question plus loin, il ne faut jamais toucher au ventilateur de surface au cours des opérations de lutte contre un feu ou un incendie souterrain. « Rien que la diminution de la dépression du ventilateur, écrit le professeur Budryk,

peut occasionner, même en présence d'un léger feu, le détournement des courants et l'envahissement de la mine par la fumée ».

3) La fermeture d'un barrage de chantier doit être effectuée par *quiconque* constate l'existence d'un feu dans le chantier. Il est par contre interdit de toucher aux portes de quartier sans ordre formel du responsable de la ventilation.

Il faut en même temps alerter le personnel du chantier. Après la fuite du dernier ouvrier, le personnel de sauvetage procède à la fermeture de la porte de sortie du chantier (dans des couches de 8 à 10 m, cette opération peut prendre 1 à 2 semaines).

4) Il faut ensuite construire des barrages dans tous les courants latéraux partant du courant principal de façon à réaliser une ligne de barrage A B, en deçà de laquelle la pression sera supérieure à celle qui existe de l'autre côté du fait de l'existence du ventilateur de surface et de la dépression d'incendie (fig. 11).

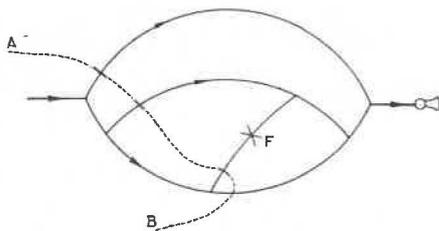


Fig. 11.

5) En cas d'incendie dans un courant descendant, il est beaucoup plus difficile d'assurer la stabilité des courants que s'il s'agit de courant ascendant, car la dépression thermique peut augmenter au point de dépasser la dépression mécanique en valeur absolue, ce qui provoquerait l'inversion du courant.

Exemple : mine Barbara en 1954.

Chantier aéré avec aérage descendant, pente faible. Un feu éclate en F, la force contre aéromotrice inverse le courant d'air et les fumées envahissent les travaux. Dans des cas analogues, on doit creuser une voie intermédiaire spéciale telle que celle tracée en pointillé sur la figure 12 d ; sur la voie de base, il y a deux portes normalement ouvertes p₁ et p₂, sur la voie intermédiaire des portes normalement fermées p₃ et p₄. Si un incendie survient dans la taille, on doit ouvrir p₃ et p₄ et fermer p₁ et p₂, les fumées s'en iront alors suivant la flèche f 2.

Schématiquement, on doit (fig. 12 b) :

a) placer un barrage en A pour empêcher l'air d'avoir accès au feu F par le point P, ce qui activerait la contre-dépression due à l'inclinaison descendante de la galerie où F a pris naissance, puis ouvrir C et placer B de façon à dériver les fumées vers le retour d'air directement ;

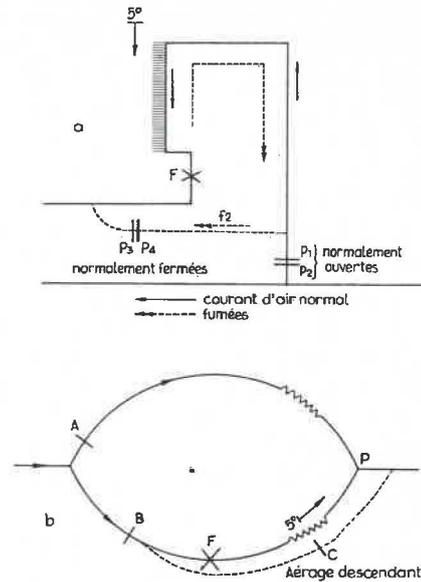


Fig. 12.

b) enlever A, de façon à rétablir la ventilation des autres chantiers et à se retrouver dans les conditions susdites de courant normal latéral

$$\frac{H_i}{H_e} < \frac{R_i}{R_e} ;$$

6) Eviter d'envoyer de l'air frais sur les « points » chauds situés en aval des fumées (voies montantes, foyers secondaires éventuels) :

- a) fermer A et B ;
- b) fermer C si les fumées apparaissent en 1 venant de 2 (fig. 13 a).

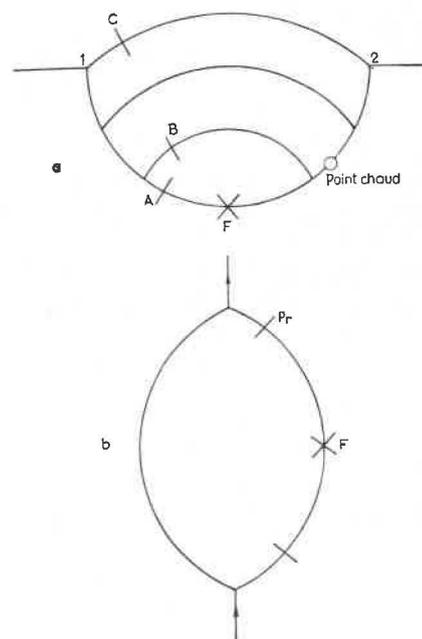


Fig. 13.

7) Régression des fumées.

La combustion du charbon ou du bois donne lieu à un accroissement de volume des gaz en présence ; les gaz brûlés par l'oxygène de l'air sont à une température élevée, de sorte qu'on a finalement un débit beaucoup plus grand que celui du courant d'air normal. Si les gaz brûlés rencontrent trop de résistance vers la sortie, ils reflueront, généralement par le plafond des galeries.

Même si on réduit le volume d'air arrivant sur le feu, en fermant la porte régulatrice placée du côté de l'entrée d'air, le phénomène pourra se produire. S'il y a une porte régulatrice p_r du côté de l'échappement, il conviendra alors de l'ouvrir, au moins transitoirement, pour empêcher la régression des fumées en s'inspirant du cas précédent (voir 6 ci-dessus) (fig. 13 b).

8) En cas d'incendie dans le puits d'entrée d'air, il faut le plus vite possible arrêter le ventilateur et ouvrir le puits de retour d'air, de façon à provoquer l'inversion du courant d'air dans le puits d'entrée (fig. 14).

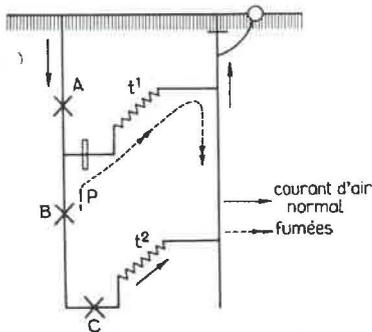


Fig. 14.

1^{er} cas : feu en A.

L'inversion met tous les travaux à l'abri des fumées.

2^{me} cas : feu en B.

Si l'intensité du feu est forte, il n'est pas exclu que, avant que le ventilateur ait pu s'arrêter, une partie des fumées envahisse les travaux t_1 et même atteigne le puits de retour d'air pour y créer un thermosiphon au moment de l'inversion. Pour éviter cette alternative, il faut fermer le barrage de quartier P en même temps et aussi vite que l'on arrête le ventilateur.

3^{me} cas : feu en C.

Dans une galerie horizontale. La dépression de l'incendie étant beaucoup moins forte que dans un circuit ascendant, il n'est pas dit que l'arrêt du ventilateur — qui prend un certain temps, surtout si le ventilateur n'est pas pourvu d'un frein ad hoc — suffira pour inverser le courant d'air avant que les fumées aient envahi les chantiers t_2 .

Dans ce cas, un dispositif d'inversion pré-établi sera utile et devra fonctionner aussitôt après l'arrêt du ventilateur.

Un tel dispositif d'inversion est requis, par le règlement minier polonais, pour les installations futures. Trente pour cent des puits actuels ont dû s'équiper de cette façon en raison de la proximité de chantiers au puits d'entrée d'air.

9) L'embouage d'une galerie en feu doit se faire autant que possible en descendant pour permettre à la vapeur d'eau de s'échapper le long du toit. Si l'embouage est effectué à travers les barrages, ceux-ci doivent avoir une épaisseur suffisante pour résister à une explosion éventuelle (fig. 15 a).

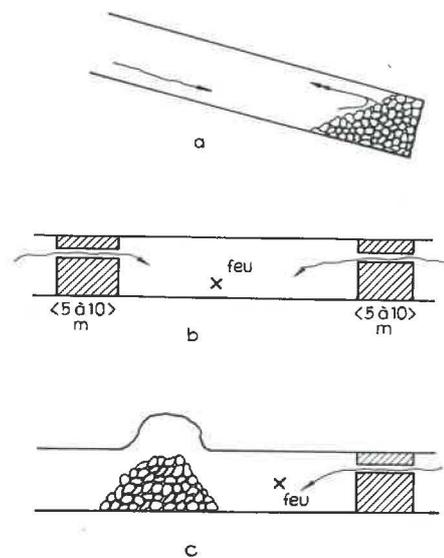


Fig. 15.

Dans la pratique, on entreprend souvent l'embouage par l'amont (sens du courant d'air) et on est à la merci d'un éboulement pouvant se produire en aval du feu (fig. 15 b).

Il faut mettre en œuvre une boue à base de CaCO_3 , et non de CaO , afin de profiter du dégagement de CO_2 (fig. 15 c).

10) Toute personne qui descend dans la mine doit porter un masque de protection contre le CO .

Comme nous l'avons vu, chaque mine possède une station de sauvetage bien équipée. En outre, il existe une station centrale importante à l'usage de tout le bassin.

C. Causes des explosions subséquentes.

1) Plus de trente années d'expérience ont enseigné ce que l'auteur français Aron écrivait voici 50 ans : ce n'est pas le grisou qui est généralement la cause d'explosions subséquentes, mais bien les fumées qui, rencontrant de l'air chaud, explosent. Elles peuvent aussi s'enflammer à la rencontre d'air frais.

Même en cas d'inversion au moyen d'un dispositif mécanique, on observe tout d'abord une *diminution* de la teneur en grisou des chantiers, provoquée par la diminution de la dépression. La teneur normale en grisou d'un courant d'air, pas plus que l'augmentation de concentration qui fait suite à une inversion, ne sont suffisantes pour provoquer une explosion, à de très rares exceptions près. En tout cas, estime avec nous le professeur Budryk, mieux vaut opter pour une explosion très peu probable qui serait d'ailleurs locale que pour un envahissement certain des chantiers par les fumées.

2) La deuxième cause d'explosion est l'apparition fortuite d'un feu ouvert (lampe cassée).

3) La troisième cause est la naissance d'un second foyer en aval du premier, sous l'effet des fumées chaudes.

4) La quatrième cause est l'accumulation de vapeur d'eau en présence du feu, ce qui peut se présenter au cours de l'embouage de la région sinistrée (voir plus haut).

D. Causes des feux de mine.

En Pologne, 90 % des accidents de la catégorie « feux et incendies » sont dus à des combustions spontanées de charbon.

De l'avis des ingénieurs polonais, la décomposition de la pyrite par l'air atmosphérique humide est rarement à l'origine d'un feu de mine.

Il s'agit généralement d'une compression du charbon favorisée par un catalyseur non déterminé jusqu'à présent.

Des recherches sont faites à ce sujet en Russie et en Pologne.

On connaît la plupart des couches qui peuvent donner lieu à ces incendies. Mais, on désire être averti de la probabilité du commencement d'un incendie.

C'est pourquoi, actuellement et surtout grâce à la méthode rabattante, on procède à des prélèvements d'échantillons en des endroits régulièrement espacés, au cours du chassage de traçage et pendant la durée de l'exploitation.

Ces échantillons finement pulvérisés sont placés dans des éprouvettes remplies d'un mélange d'eau et d'eau oxygénée.

Les charbons qui peuvent donner lieu à des incendies spontanés s'oxydent rapidement et, si on

porte en abscisses les temps et en ordonnées les températures, les essais donnent une augmentation plus ou moins rapide de la température. Si l'on a affaire à une couche dangereuse, la courbe s'élève brusquement après environ 20 minutes. Si, par contre, le charbon ne donne pas lieu à des incendies spontanés, l'oxydation est beaucoup plus lente (fig. 16).

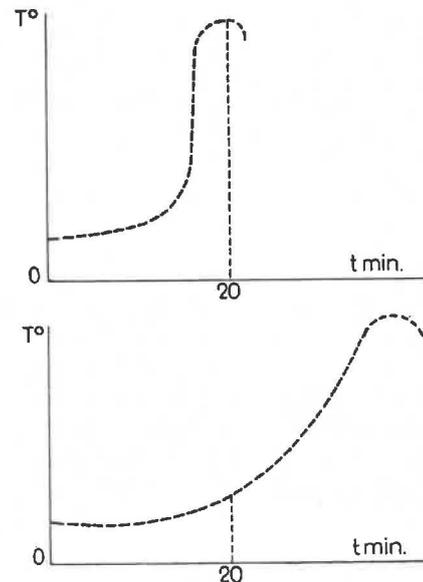


Fig. 16.

Le test permet à l'exploitant de fixer la cadence de l'exploitation rabattante. Il faut, dans des couches du premier cas, aller vite et barrer rapidement haut et bas.

* * *

Au terme de cet exposé succinct, il nous plaît de remercier encore le professeur BUDRYK et ses adjoints Messieurs les Professeurs KNOTHE et KRUKA, pour l'extrême courtoisie avec laquelle ils ont bien voulu nous recevoir et nous consacrer de nombreuses heures.

Notre gratitude s'adresse également à Monsieur GRABOWSKI, Vice-Ministre de l'Energie de Pologne, à Monsieur MEISSNER, Ingénieur-Directeur de l'Institut Général des Mines polonaises, ainsi qu'aux directeurs d'exploitations et à leurs techniciens qui nous ont documentés avec toute la bienveillance possible.

Installations d'extraction à câbles multiples en Grande-Bretagne

J. VERWILST,

Ingénieur civil des Mines A.I.Br., Chef de Service à l'Association des Industriels de Belgique

SAMENVATTING

Doel van deze bijdrage is de aandacht te vestigen op de uitbreiding die de ophaalinrichtingen met meervoudige kabels nemen in Groot-Brittannië en in fine enkele karakteristiken te geven van vier recente installaties die de auteur in 1958 bezocht.

Op het huidig ogenblik zijn dertien inrichtingen met vier kabels in bedrijf. Een vijftigtal multi-kabel-inrichtingen zijn nog gepland door de National Coal Board. Deze cijfers tonen onmiskenbaar de gedragslijn aan die de N.C.B. zich uitgestippeld heeft: duidelijke orientatie naar de ophaalinrichtingen met meervoudige kabels.

RESUME

L'objet de cet article est d'attirer l'attention sur le développement que prennent en Grande-Bretagne les installations d'extraction à câbles multiples et de donner in fine quelques caractéristiques sur quatre installations récentes que l'auteur a eu l'occasion de visiter en fin d'année 1958.

A ce moment, treize installations à quatre câbles étaient en service. Une cinquantaine d'installations multicâbles sont actuellement prévues par le National Coal Board. Ces chiffres montrent à eux seuls la ligne de conduite que s'est tracée le N.C.B.: l'orientation vers les installations d'extraction à multicâbles.

1. Introduction.

L'objet de cet article est d'attirer l'attention sur le développement que prennent en Grande-Bretagne les installations d'extraction à câbles multiples et de donner in fine quelques caractéristiques sur quatre installations récentes que l'auteur a eu l'occasion de visiter en fin d'année 1958. Il s'agit des installations suivantes:

- Rufford Colliery, puits n° 2 et 3 - East Midlands Division, Area 3;
- Maltby Colliery, puits n° 2 - North Eastern Division, Area 1;
- Westoe Colliery, puits Westoe - Durham Division, Area 1.

Ces visites ont été réalisées grâce à la très aimable obligeance de MM. A.E. Crook, H.M. Principal Inspector of Mechanical Engineering in Mines and Quarries, et C.D. Wilkinson, Chief Engineer, Reconstruction Department du National Coal Board.

Qu'ils soient remerciés pour l'organisation et l'aide qu'ils ont apportées à ce voyage.

Une cinquantaine d'installations multicâbles sont actuellement prévues par le National Coal Board (N.C.B.). Fin 1958, treize installations à 4 câbles étaient en service. Ces chiffres montrent à eux seuls la ligne de conduite que s'est tracée le N.C.B.: l'orientation vers les installations d'extraction à multicâbles. Cette décision a été prise, non pas parce que l'on était mécontent des anciennes installations, mais pour des raisons nouvelles d'exploitation. Elles sont, d'après les Anglais, les suivantes.

Au-delà de 650 mètres, si une installation doit être approfondie, la charge payante doit être augmentée. De plus, les câbles d'un diamètre supérieur à 40 mm ne conviennent plus sur les installations traditionnelles (tambours cylindriques ou bicylindroconiques). On a recours alors aux installations multicâbles. Il est à remarquer que la préférence est donnée en Grande-Bretagne aux installations

à quatre câbles vis-à-vis de la traditionnelle machine Koepe monocâble, quoique celle-ci paraisse devoir être sur le continent également progressivement remplacée par des machines à 4 câbles dans les nouvelles installations. Dans pareils cas, il nous semble que les quelques exemples allemands et les exemples plus nombreux suédois et maintenant anglais devront retenir sérieusement l'attention des ingénieurs chargés d'étudier les plans d'une nouvelle installation d'extraction. Il est d'ailleurs heureux de constater que la Belgique ne paraît pas s'être laissée distancer dans cette nouvelle voie.

Quelques points particuliers intéressant tout spécialement les installations à 4 câbles vont maintenant être examinés.

2. Coefficient de sécurité des câbles.

M. A.E. Crook, H.M. Principal Inspector of Mechanical Engineering in Mines and Quarries, a proposé la formule suivante qui est actuellement retenue pour calculer le coefficient de sécurité des câbles utilisés sur machine à friction :

$$F = \frac{4,7 (R + 35)}{R (1 + 0,0028 \sqrt{L}) - 13,5}$$

S'il existe des poulies de renvoi au voisinage, 35 est remplacé par 43 avec :

F : coefficient de sécurité minimum en extraction de produit.

R : rapport du diamètre du tambour d'adhérence à celui du câble.

L : longueur suspendue du câble en pieds.

Le coefficient F est augmenté de 1 en transport du personnel.

Il est intéressant de constater que cette formule favorise à la fois les installations profondes et également celles où la fatigue de flexion des câbles est moindre.

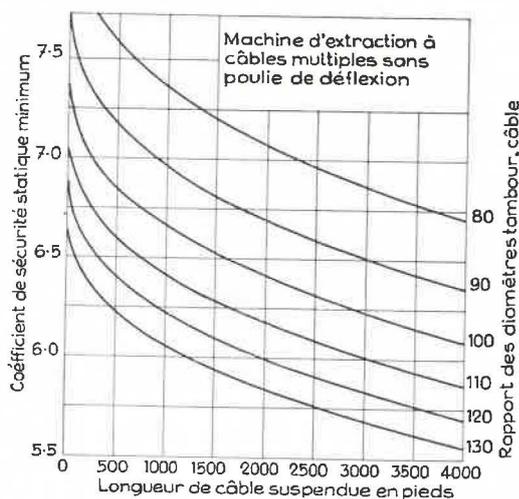


Fig. 1.

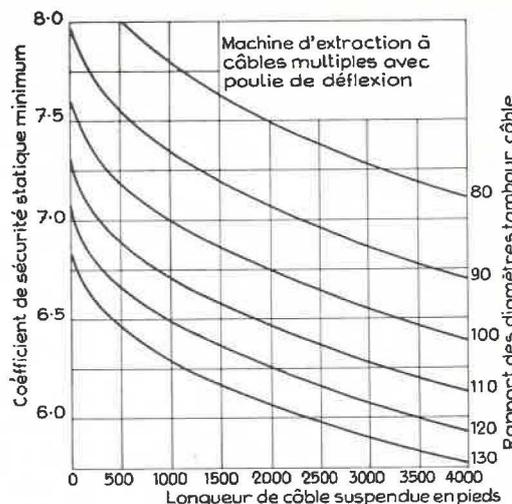


Fig. 2.

Les figures 1 et 2 traduisent en graphique cette formule.

Cette formule est publiée dans le projet spécial proposé pour les appareils d'extraction à friction dans les puits verticaux (1).

3. Egalisation des tensions dans les câbles.

Il n'est prévu aucun dispositif particulier pour égaliser la tension dans les câbles. Même l'usage du palonnier de compensation est abandonné dans les installations visitées. Par contre, on veille particulièrement à l'égalisation des tensions dans chaque câble, tensions qui sont mesurées soit par des statimètres, soit par la mesure de la compression du ressort, s'il y a, à l'attache de chaque câble. Cette méthode a donné jusqu'à présent satisfaction.

De plus, si les câbles ont été posés de façon telle qu'il règne en chacun d'eux à l'origine une tension égale, si dans ces conditions un câble venait par la suite à prendre plus que sa part de charge, l'expérience aurait montré qu'il s'allonge et que de ce fait il restitue de lui-même le supplément de charge et que de ce fait l'égalisation des tensions s'opère.

Une grande attention doit être apportée dans la fixation de la garniture qui doit être montée bien ferme et constituer une jante homogène. Cette façon d'opérer doit s'appliquer aussi bien aux blocs qu'aux lamelles constituant les blocs. Cette précaution garantit contre l'usure des gorges qui amène alors fatalement des inégalisations de tension dans les câbles et précipite alors l'usure des gorges.

En résumé, l'égalisation des tensions dans les câbles ne semble pas constituer un problème particulier.

(1) « Draft Proposed Special Regulations for Friction Winding Apparatus in Vertical Shafts » of the Ministry of Power.

4. Garnitures des tambours, glissement, cheminement.

Deux des installations visitées présentaient des garnitures en bois d'orme et deux en ferrodo. Dans chaque installation, les garnitures se comportaient bien.

La réglementation prévoit un coefficient de frottement minimum de 0,2. Aucun essai n'aurait été effectué en Grande-Bretagne à ce sujet depuis ceux pratiqués par Metropolitan Vickers et dont les résultats ont été présentés à la conférence d'Ashorne Hill (2).

Ces essais avaient été effectués sur une garniture en bois d'orme avec différents types de câbles, dans des conditions variables d'humidité et de graissage et sous des pressions sur garniture variables. Le coefficient de frottement variait entre 0,15 et 0,85.

D'après les Anglais, la garniture doit pouvoir résister à des pressions diamétrales allant jusqu'à $28,16 \text{ kg/cm}^2$ (400 lbs/sq.in.). Si cette valeur est dépassée, une usure prématurée de la garniture est à craindre. Cette valeur limite de la pression maximum serait un des facteurs qui conditionnent le dimensionnement du tambour. Ces valeurs sont données pour des câbles clos dont l'usage est généralisé par le N.C.B.

Les gorges de la garniture doivent être creusées et mises à dimension avec exactitude. Elles sont égalisées, soit par meulage, soit par tournage.

La tenue des garnitures dans les installations visitées était bonne. Les garnitures étaient toujours celles d'origine.

Le glissement ne cause également pas de problème. Les installations à 4 câbles sont peu propices à ce phénomène. Par contre, chaque installation visitée était équipée d'un dispositif pour corriger le cheminement à chaque cordée qui a pour but de replacer en position correcte les indicateurs et dispositifs de sécurité liés au tambour. Le dispositif de correction du cheminement est commandé en fin de translation, soit par le machiniste qui met sa cage ou son skip à niveau grâce aux repères sur le câble, soit automatiquement par la cage ou skip à la recette jour par un dispositif magnétique, radioactif ou électronique qui positionne alors l'endroit d'arrêt.

L'amplitude du cheminement varie d'une installation à l'autre et dépend du type d'installation (2 cages ou skips ou cage ou skip avec contrepoids) et des charges transportées. Il varie de plusieurs centimètres à chaque cordée.

5. Machines d'extraction.

S'il existe quelques machines d'extraction à deux câbles installées au sol, la disposition de la ma-

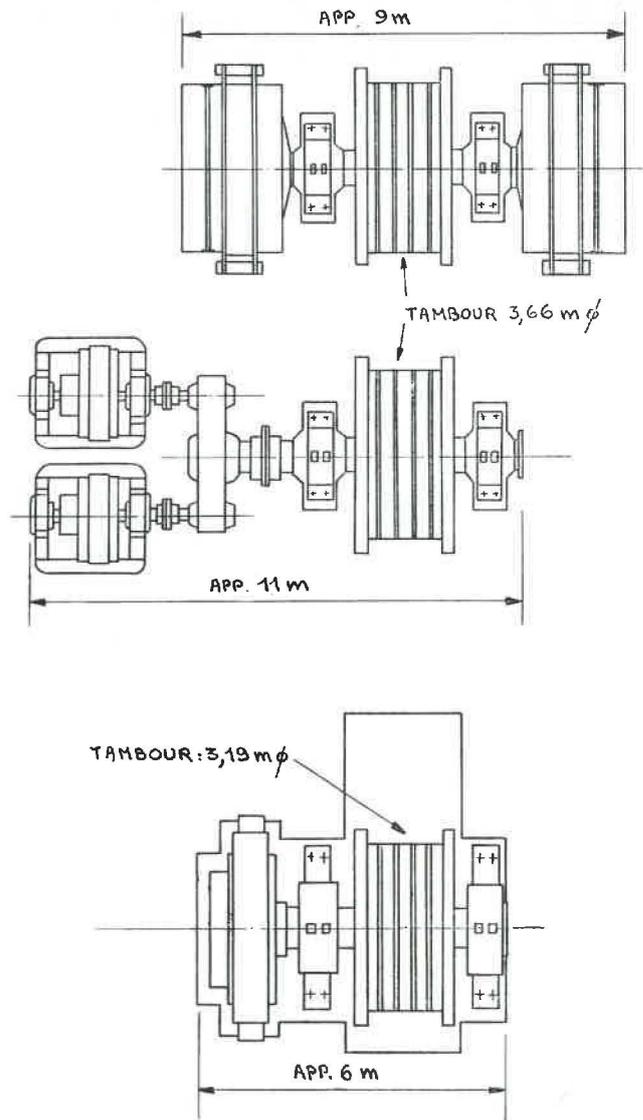


Fig. 3.

chine en tour au-dessus du puits s'impose pour les installations à 4 câbles.

Les machines d'extraction sont du type Ward-Léonard avec un ou deux moteurs actionnant le tambour. Trois dispositions particulières ont été rencontrées ; elles sont schématisées à la figure 3.

Le système (1) comporte deux moteurs en porte-à-faux avec deux paliers, le système (2) comporte deux moteurs avec réducteur de vitesse, 2 paliers principaux et paliers secondaires, et le système (3) comporte un moteur en porte-à-faux avec également deux paliers. Dans les moteurs en porte-à-faux, le stator est fixé à la charpente, tandis que le rotor est fixé sur l'arbre du tambour d'adhérence et se trouve en porte-à-faux vis-à-vis de son palier sans aucun autre support. L'accouplement de l'arbre sur le rotor se fait uniquement par frottement. Ce dernier est réalisé par serrage de boulons et écrous à couple contrôlé. Les boulons se trouvant dans des logements avec tolérance, ne transmettent aucun couple moteur. Le recours à deux paliers seulement

(2) Wire Ropes in Mines — Ashorne Hill, 1950. Discussion, Mr H.M. Hugues, p. 666.

présenterait des avantages intéressants d'entretien et sur l'alignement.

Les groupes Ward-Léonard sont installés au sol dans un bâtiment séparé.

Les tours des installations visitées présentaient des charpentes métalliques avec remplissage en maçonnerie ou feuilles métalliques en alliage léger. Trois tours pouvaient être déplacées par vérins, un était fixe.

La réglementation précise certaines conditions, concernant les opérations de freinage. Il est intéressant de les noter. Elle renseigne sur les capacités minimums du frein, mais ne précise pas les limites des capacités maximums, ce qui pourrait avoir un certain intérêt au point de vue imitation des sollicitations des câbles d'extraction. Lorsque le machiniste actionne à bout de course son levier de frein, l'effort de freinage provoquera une décélération de la pleine charge descendante d'au moins $1,52 \text{ m/s}^2$ (5 ft/s^2) ou un couple de 2,5 fois le couple statique appliqué à la charge de service pour laquelle l'installation a été calculée.

Les freins de service sont actionnés, soit pneumatiquement, soit hydrauliquement. Lorsque les freins sont hydrauliques, ils comportent une pompe et un accumulateur dont la pression est exercée par un contrepoids. Les freins pneumatiques ont occasionné certains ennuis par suite du mauvais fonctionnement des soupapes dû à l'humidité de l'air. Un des avantages avancés en faveur des freins hydrauliques est qu'il est plus facile de rendre des soupapes étanches à l'huile qu'à l'air. Il résulterait moins d'aléas avec les freins hydrauliques.

Au stade actuel, la commande des machines d'extraction des installations visitées est semi-automatique. Une installation est dite entièrement automatique si l'extraction s'opère sans intervention directe d'un opérateur ou machiniste. L'installation est semi-automatique si le démarrage est commandé par un homme, l'opérateur pouvant se trouver, soit dans la salle de la machine d'extraction, soit à la recette jour. Au charbonnage de Westoe, le machiniste est installé à la recette jour et commande à la fois et à lui seul la machine d'extraction et les opérations de décaement et d'encagement des wagonnets.

Le groupe moteur des installations d'extraction est un système Ward-Léonard. L'adaptation des facteurs vitesse-charge aux valeurs requises est réalisée par le système de contrôle à « boucle fermée ». Ce système est basé sur la mesure de la valeur que l'on désire contrôler et la comparaison de celle-ci avec la valeur désirée. La différence entre ces deux valeurs, appelée « erreur », est alors employée pour mettre en marche un dispositif de réglage qui fait concorder la valeur réelle avec la valeur désirée.

Le diagramme du principe du contrôle de vitesse à boucle fermée montre (fig. 4) une génératrice

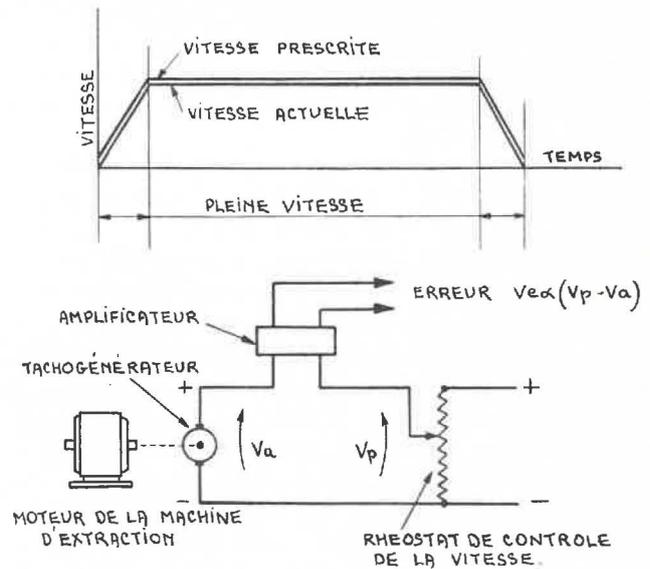


Fig. 4.

Va : vitesse actuelle
Vp : vitesse requise
Ve : erreur sur la vitesse

Contrôle de la vitesse en boucle fermée : principe de commande.

tachymétrique entraînée mécaniquement par le tambour et donnant un voltage V_a proportionnel à la vitesse. Ce voltage est additionné électriquement à un autre voltage V_p obtenu de l'alimentation en courant continu par l'intermédiaire d'un rhéostat, qui doit normalement être contrôlé par des cames ou un levier de commande du machiniste.

Avec ces deux voltages connectés en opposition, la polarité de la différence au voltage « erreur » indique si plus ou moins de puissance est nécessaire pour porter la vitesse réelle plus près de la vitesse prescrite. La puissance de correction est proportionnelle à la valeur du voltage « erreur » qui, à son tour, est proportionnelle à la différence entre les vitesses prescrite et réelle.

Des systèmes typiques employés maintenant pour le contrôle des machines d'extraction comprennent le système Marc dans lequel un redresseur à arc de mercure est employé comme amplificateur, et les systèmes Metadyne, Amplydyne et Rototrol qui utilisent des amplificateurs rotatifs. Tous ces systèmes consistent essentiellement à mesurer l'erreur de vitesse, d'accélération, de décélération ou de couple et à l'employer, après l'amplification nécessaire, pour contrôler le champ du générateur de courant.

Grâce à ces moyens utilisés dans des installations automatiques ou à contrôle manuel, un contrôle précis de la vitesse du treuil est assuré, de même que la limitation de l'accélération et de la décélération, ainsi que la limitation du couple moteur (3).

(3) Automatic Mine Winding Practice, Metropolitan-Vickers Electrical Co., Manchester.

6. Les câbles.

Il y a lieu de citer trois groupes de câbles, à savoir les câbles tête ou porteurs, les câbles d'équilibre et les câbles guides.

Les câbles guides rencontrent en Grande-Bretagne une préférence et équipent beaucoup d'installations. Leur emploi présente le grand avantage de rendre la translation plus souple, ce qui a pour conséquence de provoquer une absence presque totale des battements dans les câbles tête.

Les câbles guides sont des câbles demi-clos. Ils sont tendus à raison d'environ 1 tonne par 100 mètres de profondeur. Afin d'éviter que le système des câbles guides ne se mette lui-même en vibration, les câbles sont tendus différemment à raison d'environ un quart de tonne entre chaque poids tendeur.

Ils sont attachés au moyen de boîtes de suspension.

Dans une installation visitée, il existait deux câbles de frottement.

Aucune règle ne semble actuellement arrêtée en ce qui concerne le type de câble employé pour les câbles d'équilibre. Quatre installations ont été visitées, trois types de câbles ont été rencontrés : les câbles plats, les câbles ronds à torons aplatis anti-giratoires, les câbles à multi-torons. Cette variété surprend lorsque l'on vient du continent où le câble plat d'équilibre est généralisé. Toutes les installations anglaises sont trop neuves pour pouvoir émettre actuellement un avis motivé sur le choix d'un type particulier de câble. Aucun incident particulier n'a jusqu'à présent été enregistré. L'avenir montrera si un type de câble est susceptible de retenir spécialement l'attention. Dans les installations visitées, il n'était pas fait usage de bois de boucle, mais d'une cage guide à claires-voies en bois.

Enfin, les câbles tête sont tous du type clos, soit deux droits, deux gauches ou câblés tous les quatre dans le même sens.

Ces câbles semblent tout particulièrement indiqués pour les installations à multicâbles. Ils présenteront à section égale d'acier une surface extérieure de contact sur la garniture plus grande que n'importe quel autre type de câble. Les pressions unitaires seront donc moindres ainsi que l'usure de la garniture. A section égale, ils présenteront un diamètre moindre, ce qui pourra permettre de diminuer le diamètre du tambour d'adhérence si l'on ne considère que le rapport des diamètres du tambour à celui du câble. Cette diminution du diamètre du tambour d'adhérence est également avantageuse pour l'appareillage électrique, car la vitesse de rotation est plus grande.

Ils ont un module d'élasticité plus élevé, ce qui a pour conséquence de compenser dans une certaine mesure un des désavantages des installations multicâbles, à savoir le temps consacré à la confec-



Fig. 5.

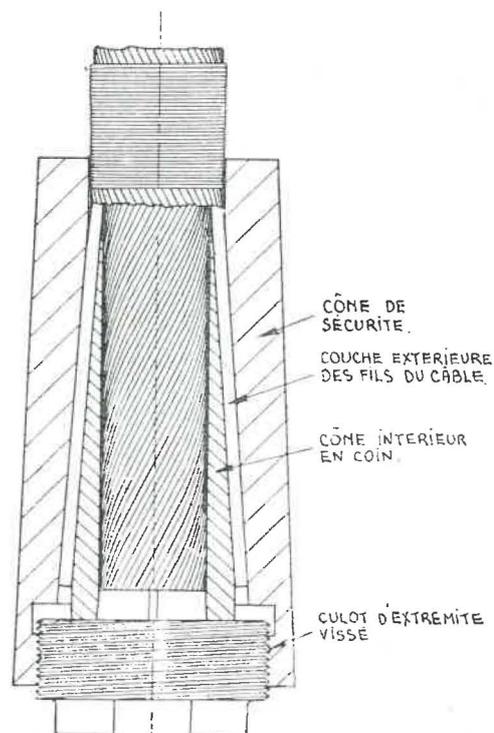


Fig. 6.

tion des pattes et à leur renouvellement. Ces câbles s'allongent moins que les câbles d'autre type de fabrication. Il faudra donc moins souvent refaire les pattes. On avance qu'un câble de 600 m avec une charge de 20 tonnes à son extrémité présente un allongement total, après deux ans, de 1,85 m en-

viron (4). Des câbles de 31,8 mm de diamètre donnent un allongement de 25,4 mm environ par tonne de charge sur une longueur de 825 m. Au charbonnage de Rufford, ils ont donné un allongement initial de 0,9 m sur une période de 3 mois. Après 4 mois, il y avait entre les câbles une différence de tension de 1/100.

Cette faible propension à l'allongement amènera donc moins de déséquilibre dans les allongements des différents câbles.

Les attaches sont soit coulées de métal blanc, soit des attaches Reliance (fig. 5) munies en extrémité du câble et à l'intérieur même de l'attache d'un double cône de sécurité sans métal coulé. Ce dispositif de sécurité est représenté à la figure 6. Elles

(4) Trends in the Design of Tower. Mounted and Ground-Mounted friction winders. P.H. Harvey et E. Klebert. The Mining Electrical and Mechanical Engineer, mars 1958, vol. 38, n° 450.

sont en acier à 1,5 % de manganèse et de ce fait sont dispensées réglementairement des traitements thermiques périodiques.

Les attaches présentent peu d'encombrement, ce qui est un avantage à plus d'un point de vue et notamment lorsque plusieurs câbles sont côte à côte en présence. Les attaches sont renouvelées tous les six mois. Une largeur d'au moins 30 cm de câble est reprise à cette occasion.

Il est recommandé de prévoir entre chaque câble une distance d'axe en axe minimum de 10 pouces (25,4 cm). L'espacement normal serait compris entre 1 pied et 15 pouces (30,5 cm et 38 cm).

En ce qui concerne l'inspection et le contrôle des câbles d'extraction, il n'est pas encore fait usage en Grande-Bretagne, d'appareils procédant par voie magnéto-inductive. Cette question est cependant à l'étude.

7. Caractéristiques principales.

	RUFFORD N° 2	RUFFORD N° 3	MALTBY	WESTOE
Equipement électrique	Metropolitan Vickers		English Electric	
Equipement mécanique	Markham	Markham	Markham	Robey
Puissance en marche continue	2.982 ch	3.418 ch	3.950 ch	2.000 ch
Puissance de pointe	4.950 ch	5.800 ch	7.000 ch	4.000 ch
Système	cage-contrepois	2 skips	2 skips	cage-contrepois
Date de mise en service	août 58	mars 58	août 57	décembre 57
Profondeur d'extraction	735 m	780 m	790 m	190-280 m
Puits	entrée d'air	retour d'air	retour d'air	entrée d'air
Diamètre du tambour à fond de gorge	3,66 m	3,66 m	3,66 m	3,19 m
Largeur du tambour	1,60 m	1,60 m	1,53 m	1,24 m
Arc embrassé	195 degrés	195 degrés	201 degrés	200 degrés
Poulies de déflexion	4-1 fixée à l'arbre; 3 folles sur l'arbre			
Diamètre de ces poulies	3,66 m	3,66 m	3,66 m	2,90 m
Garniture de ces poulies	ferodo	ferodo	ferodo	cuir
Diamètre câbles tête	31,8 mm	31,8 mm	30,5 mm	31,8 mm
Poids au mètre courant	5,6 kg	5,6 kg	5,2 kg	5,7 kg
Charge de rupture effective par câble	90,5 t	90,5 t	80,5 t	87,5 t
Poids de la cage ou du skip	11,7 t	13,2 t	16,2 t	13,7 t
Poids du contrepois	17 t	—	—	22,4 t
Charge utile en charbon	12,4 t	12,4 t	12,4 t	10,7 t
Coefficient de sécurité au tambour à la pose	8,4	9,5	6,5	8,1
Nombre d'étages de la cage	2	—	—	3
Poids à vide d'un wagonnet	660 kg	—	—	1.530 kg
Vitesse d'extraction	15 m/s	14,5 m/s	14 m/s	12,2 m/s
Durée d'un cycle d'extraction	80 s	96 s	90 s	66,9 s
Encagement	15 s	15 s	15 s	35 s
Accélération	24 s	24 s	17,2 s	17,5 s
Vitesse constante	27 s	43 s	40,6 s	—
Décélération	14 s	14 s	17,2	14,4 s
Nombre de cordées à l'heure	45	37	36	27 à 190 m 23 à 280 m

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 2545

Fiche n° 22.814

P. GUTHOERL. Querschnitt durch den östlichen teil des Saarbrücker Steinkohlengebietes. *Coupe de la région est du Bassin charbonnier de Sarrebrück.* — Glückauf, 1958, 25 octobre, p. 1552/1569, 29 fig.

Plan et coupe de la région à l'est de Neunkirchen, cette dernière présente un plan de charriage qui s'ennoie régulièrement du sud au nord, au-dessus il y a des plateaux avec un pendage à peine plus marqué et en dessous au sud, un massif refoulé en dressant avec comme niveau caractéristique en profondeur le conglomérat de Holzer et les tonsteins 3, 4 et 5. Ce conglomérat de Holzer se retrouve dans les plateaux beaucoup plus au nord de sorte que la stratigraphie est bien établie. On trouve des affleurements dans des briquetteries, on dispose aussi des renseignements d'anciens sondages et puits qui sont énumérés. Détails sur les fossiles caractéristiques et composition des couches de charbon.

IND. A 2545

Fiche n° 22.571

M. GUERRIER. Reconversion aux Houillères de Lorraine et problèmes de gisement. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1958, septembre, p. 703/716, 8 fig.

Généralités sur la géologie du bassin de Sarre-Lorraine où les assises du Houiller affleurent (en

Sarre) sur plus de 30 km, puis se recouvrent en direction sud-ouest d'une couverture triasique d'épaisseur croissante masquant ainsi les limites géologiques réelles du bassin. Coupe passant par Ste-Fontaine et Merlebach (Anticlinorium entre les deux). Recherches après 1945 et éléments nouveaux à la veille des accords franco-allemands : les travaux du fond ont ouvert 29 km² de champs nouveaux. Les sondages, qui depuis l'origine des exploitations s'étaient tenus à une allure moyenne de 1.300 m par an, ont été portés par les H.B.L. à une allure de 3.000 à 5.000 m/an de 1945 à 1955 et à 7.000 m en 1956. Parallèlement, plus de 800 km de profil sismique ont été réalisés de 1954 à 1956. Des détails sont donnés sur les nouvelles connaissances acquises. Conséquence des accords franco-allemands : perte pour la première de 5 à 600 millions de t de réserves à haut degré de certitude. Nécessité de nouveaux travaux pour maintenir l'extraction.

IND. A 522

Fiche n° 22.447

E. CHAPMAN. Rotary drilling and sampling. *Le forage rotatif et l'échantillonnage.* — *Mining Congress Journal*, 1958, septembre, p. 50/53, 5 fig.

Article exposant les récents progrès dans le domaine des forages de reconnaissance, en particulier pour la recherche de l'uranium. Les sondages profonds rencontrent diverses difficultés : nettoyage du trou, affouillements, différences de dureté. Les types

de trépan rotatifs ou couronnes varient suivant la nature des terrains. Les débris du forage rotatif servent de base à l'analyse des terrains et leur auscultation, notamment par compteur de Geiger, donne des résultats qui sont portés sur un graphique indicateur de la minéralisation qui, rapproché de ceux de trous voisins, permet d'évaluer un gisement. En ce qui concerne l'uranium, l'expérience prouve que la simple auscultation de la surface au compteur de Geiger ne réussit pas à déceler un gisement profond. L'exploration par sondage est indispensable. Les méthodes de recherches sont encore en pleine évolution.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 31

Fiche n° 22.901

P. STASSEN, Y. de WASSEIGE, P. TAMO et H. van DUYSE. Le creusement des boueux de grande section avec revêtement en claveaux de béton au Charbonnage de Beeringen. — *Inichar, Bull. Techn. Mines*, n° 61, 1958, septembre, 56 p., 59 fig.

Etude très complète d'une méthode de creusement et revêtement de galeries mise au point au charbonnage de Beeringen. On atteint un avancement journalier de 1,80 m, y compris pose du revêtement et bétonnage, avec 3 postes de 4 hommes, plus un boute-feu dans une galerie circulaire de 4,50 m de diamètre intérieur (soit un creusement de 6 m Ø). L'article donne :

I. Caractéristiques générales du chantier — Le boueu de chassage est situé à l'étage 727 m qui est l'étage de retour d'air de l'ensemble des travaux d'exploitation du siège de Beeringen.

II. Description de l'équipement et du matériel qui comprend la description : du matériel de forage, de minage et de tir, de chargement des terres, de soutènement et de revêtement, de pose et de manutention des claveaux (chariot monorail de déchargement, mât pour la mise en place des claveaux des parois, élévateur pour monter les claveaux au-dessus du cintre), du matériel de bétonnage, des planchers de travail, de l'aéragé, de l'éclairage, des canalisations et de l'exhaure, du raillage, du transport du matériel et des terres et de l'entreposage du matériel dans le boueu.

III. Description des opérations et organisation du travail — Le cycle complet se divise en huit grandes opérations : 1) Forage des mines comprenant la construction du plancher de forage, l'amenée du matériel, le montage des perforateurs, le forage, le démontage et le soufflage - 2) Minage et tir comprenant la recherche du grisou, le chargement des mines et le tir - 3) Chargement des terres comprenant le chargement au tas, le boisage et la construction du plancher, le charge-

ment des terres des parois et du radier, le nettoyage de la chargeuse, le recul des berlines pleines - 4) Le boisage - 5) La pose des claveaux qui comprend : celle de la première rangée, du radier, des parois, de la couronne. Avec en plus le montage et le démontage des planchers, du mât et de l'élévateur - 6) Le bétonnage avec le montage et le démontage de la cuve - 7) Pose de l'équipement du boueu (raillage, canars, tuyauteries) - 8) Déchargement du matériel de consommation. Chronométrage - Matériel - Consommation.

IND. B 31

Fiche n° 21.903

J. PENDEVILLE et H. van DUYSE. Creusement rapide des boueux avec revêtement en cadres Toussaint-Heintzmann au Charbonnage de Monceau-Fontaine. — *Inichar, Bull. Techn. Mines*, n° 63, 1958, octobre, p. 1306/1326, 18 fig.

Description de la méthode du creusement rapide des boueux avec revêtement en cadres T.H. Les avancements journaliers maxima étaient de 4 m, l'avancement moyen d'un boueu d'une certaine longueur atteignait 3 m/jour ; soit 1 m par poste.

L'organisation de la méthode de travail, la formation du personnel, ainsi que l'aménagement du matériel ont permis des avancements journaliers maxima de 12 m et un avancement moyen de 3,20 m par poste.

Le rapport comprend 4 parties :

I. Description de l'équipement et du matériel :
A. Matériel de forage - marteaux perforateurs et pousseurs - fleurets - nourrice de distribution - B. Matériel de minage et tir - souffleurs - bourroirs - ligne de tir - explosifs - exploseurs - détonateurs - C. Matériel de chargement des terres - berlines - chargeuse - voies - trémie - crochet d'attelage - allonges de chargement pour rails - manœuvres de berlines - D. Matériel de soutènement - cadres - garnissage - entretoises - allonges - échelle métallique - avancement de la direction et du niveau - E. Matériel de voie - F. Tuyauteries, à air comprimé et à eau - G. Eclairage - H. Aéragé - ventilateurs - canars - I. Surpresseur - J. Entreposage du matériel à l'arrière.

II. Description des opérations et organisation du travail - forage des mines — minage et tir - chargement des terres - pose des cadres - pose du raillage - équipement du boueu.

III. Conduite pratique du chantier.

IV. Résultats obtenus au siège n° 6 dans le boueu Nord à l'étage 390 m.

Pour une longueur totale de 639,50 m, on a effectué un avancement moyen journalier de 7,105 m, l'avancement moyen par poste étant de 3,20 m et l'avancement moyen par homme/poste de 0,594 m.

Il est toutefois à remarquer que ces résultats comprennent la période de formation des travailleurs et la recoupe des anciens travaux.

Quant au P.R. salaire, il est passé de 1.830 FB à 1.250 FB.

IND. B 33

Fiche n° 22.566

H. WILD et H. BOLDT. Beschleunigter Flözstreckenvortrieb unter besonderer Berücksichtigung der Schiessarbeit. *Creusement de chassage en couche, accéléré spécialement au point de vue minage.* — Nobel Heft. 1958, septembre, p. 201/243, 69 fig.

Jusqu'à présent, les avancements et les rendements en chassage étaient loin d'avoir progressé de la même manière que les bouveaux. Alors que dans ceux-ci 13,5 % seulement en Allemagne de l'Ouest sont encore chargés à la main, dans les chassages, ce chiffre atteint 68,2 %.

A la mine Franz Haniel de la Société Neue Hoffnung, le creusement de toute une série de galeries en couche est fortement mécanisé. On y utilise le chargement par scraper avec chariot de forage sur chenilles desservant le scraper. On atteint des avancements de 6,80 m/jour et 11,05 m³/homme-poste sur des périodes de temps étendues, avec grand abaissement du prix de revient. Un point important de la rationalisation a été le minage, ainsi par exemple la charge est préparée d'avance et enfourmée en une fois, d'autres mesures encore font que l'on gagne 50 % du temps. Dans les diverses galeries, on a essayé 4 sortes d'explosifs dont on a comparé les qualités. Une galerie a été sur toute sa longueur creusée par le procédé des trous parallèles. On a aussi essayé le tir derrière barrage et déterminé sa limite d'utilisation économique. Enfin, on a pu tirer des conclusions intéressantes sur la longueur d'avancement et le nombre de volées nécessaires : il fut établi qu'il est plus avantageux dans tous les cas de ne faire qu'une volée avec la longueur maximum possible.

IND. B 413

Fiche n° 22.810

E. TINCELIN et P. SINOÛ. Résumé des conclusions obtenues après huit années de recherche en matière de pression de terrain. — *Congrès sur les Pressions de Terrains*, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 294/316, 22 fig.

Elles sont valables uniquement pour les mines de fer et découlent d'une part de mesures effectués et d'autre part d'observations directes, la seule méthode d'exploitation étant les chambres avec piliers repris et foudroyage.

Chapitre I. Conclusion des mesures.

I. Contraintes autour d'un front de défilage : diagrammes montrant l'allure des déformations dans une galerie en vierge sous une autre exploitée, on constate des maxima de tension simples, doubles ou

triples selon que la largeur de l'exploitation est en dessous de 100 m ou dépasse 250 m.

A. Loi des contraintes : lorsque la distance qui sépare un front de défilage en activité d'une zone ferme augmente, les contraintes agissant de part et d'autre augmentent également, jusqu'à un maximum pour une largeur critique qui, dans ce gisement, vaut $L = 0,85 H \pm 15\%$ où H est l'épaisseur de recouvrement. Plusieurs facteurs agissent sur L.

B. Loi des affaissements de surface : à l'aplomb d'un front de défilage en activité, on constate un retard des affaissements de surface, à l'aplomb d'un front arrêté les affaissements continuent à progresser et le dépassent.

C. Etendue de la zone perturbée par un front en activité : 1) zone de mise en pression côté culée avant, largeur : $L/2$; 2) zone de détente entre les 2 culées = $L/2$; 3) zone de retour au calme après la culée arrière = $L/2$.

II. Calcul de la longueur d'un front de défilage - III. Forme des fronts - IV. Décalages.

Chapitre II. Règles d'exploitation des couches superposées : on sait depuis longtemps que le défilage d'une couche supérieure provoque, dans les galeries inférieures, de très sérieux dégâts. Les dégâts résultent surtout des contraintes de compression et de détente successives. En exploitation simultanée, la couche supérieure doit précéder de quelques mètres au maximum la couche inférieure, ainsi le front de celle-ci reste dans la zone influencée par la culée avant de la couche supérieure.

IND. B 424

Fiche n° 22.820

V. VIDAL. Exploitation des couches puissantes dans les mines de houille. — *Revue de l'Industrie Minière*, 1958, février, p. 89/116, 43 fig.

I. *Méthodes classiques :* A. Tranches inclinées (pour gisement régulier et pente < 30° environ). Longs fronts, en 1937 l'introduction du foudroyage a permis de substituer l'ordre descendant dans la prise des tranches à l'ordre montant : tranche de 2 m après avoir placé au mur un plancher servant à la tranche suivante. A Blanzay, une variante de la méthode utilise du remblai en première tranche, ce qui permet la mécanisation. - B. Tranches horizontales : fronts de 5 à 80 m selon la pente des épontes. Les niveaux tracés au préalable coupent le front en deux, d'une tranche à la suivante les traçages sont décalés : deux variantes, par tranches montantes ou par tranches descendantes avec foudroyage.

II. *Méthodes nouvelles :* A. Découvertes : à Decazeville exploitation par gradins de 20 m, tir en masse. - B. Cheminées de tir : cheminées parallèles sur la pente, on tire le contenu de chaque rectangle d'un seul coup, chargement par la pesanteur, à

Kusnetz variante avec panneau de boisage mobile en tête. - C. Sublevel : on trace à une dizaine de m sous les anciens foudroyages, une galerie de 2 à 3 m de haut, ensuite on foudroie en même temps toute la hauteur, les rendements atteignent 3,5 t, perte de charbon : $\pm 7\%$. - D. Cheminées de tir et sublevel : à Douai, niveaux distants de 10 à 20 m, on mine au toit, les produits sont chargés par Duckbill.

Dans le Dauphiné, couche de 5 à 12 m très inclinée : traçage par 2 séries de galeries, les unes et les autres inclinées à 25° et perpendiculaires, les unes le long du mur et les autres du mur au toit, dépilage par minage de blocs de 20 m² environ (3 m d'épaisseur).

III. *Conclusion.* Le soutènement métallique et les convoyeurs à bande à la place du roulage ont amélioré la tenue des chantiers. Les productions par quartier sont passées de 200 à 500 t/j.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 2211

Fiche n° 22.937

E. INETT. Some further factors affecting percussive drilling performance and their influence on the size distribution of the cuttings. *Quelques autres facteurs qui influencent le rendement du forage par percussion et la granulométrie des débris.* — Bull. of the Inst. of Min. and Metall., 1958, novembre, p. 37/51, 12 fig.

Ce mémoire fait suite à un précédent (cf f. 8366 - C 2211). On étudie ici l'influence de la poussée, de la pression de l'air comprimé, des taux de pénétration et de rotation sur la granulométrie des produits en même temps que l'influence des caractéristiques du taillant (\emptyset , double burin ou croix) sur la granulométrie et le taux de pénétration. Technique expérimentale (taillants en carbure de tungstène de 38 mm, forage humide), équipement de captage des fines de forage, évaluation de la surface relative par unité de poids (on a : \emptyset moyen \times surface relative = K).

Des diagrammes montrent notamment qu'il y a une poussée optimum pour obtenir le taux de pénétration maximum, quand la pression d'air comprimé reste constante - dans les mêmes conditions, la surface relative aux 100 g (finesse) croît proportionnellement à la poussée appliquée. A poussée constante, la pénétration croît moins que proportionnellement à la pression d'air comprimé. La finesse décroît proportionnellement quand la pression de l'air augmente.

Quand on fait varier le diamètre des taillants, on constate aussi une poussée optimum. Concernant la forme : le taillant en croix demande des

taux de rotation moins élevés que ceux du double burin.

D'une façon générale, pour obtenir des débris de forage de plus grand diamètre, il est essentiel de faciliter leur dégagement après le premier choc pour éviter un broyage secondaire qui absorbe une partie de l'énergie de pénétration. On rejoint ainsi une observation déjà faite dans le forage rotatif.

IND. C 4212

Fiche n° 22.849

W. WANCE. Method study techniques - Application on a A.B. Meco Moore face. *Etudes techniques systématiques appliquées à un front de taille avec une machine A.B. Meco Moore.* — Iron and Coal T.R., 1958, 31 octobre, p. 1043/1049, 4 fig.

Article fournissant toutes les données recueillies au cours d'une étude systématique du travail effectué par une haveuse-chargeuse A.B. Meco-Moore travaillant en navette, deux allées par 24 h, avec convoyeur blindé ripable en arrière, remblai placé au même poste que le chargement. La couche où se faisait l'expérience était à 900 m de profondeur, puissance 2,10 m dont 1,55 m extrait par la machine au mur, au niveau de la galerie de roulage on prenait 0,40 m de plus. Avancement journalier 3 m. Longueur de front environ 150 m, divisée en 3 sections de coupe, chacune des 3 machines ayant deux bras horizontaux de 2,10 m et 1,50 m de longueur, coupant respectivement au mur et à 0,80 m au-dessus. Soutènement par étançons hydrauliques Dowty et étançons rigides en acier avec bèles en acier ondulé. On donne le schéma de la disposition du soutènement, de l'organisation du personnel aux trois postes avec le cycle des travaux, le chronométrage et le rendement des différentes opérations successives. L'étude est conduite pour déterminer, dans les conditions de l'expérience, les caractéristiques d'utilisation et de rendement théoriques de la machine.

IND. C 4220

Fiche n° 22.557^I

X. Beachtliche Weiterentwicklung : sämtliche Gewinnungsmaschinen übernehmen das Lösen und Laden der Kohle. *Evolution remarquable : les machines d'abatage font le dépeçage et le chargement du charbon.* — Bergbau Rundschau, 1958, octobre, p. 594/599, 8 fig.

La dernière exposition d'Essen a montré que : 1) même les charbons les plus durs peuvent être abattus et chargés mécaniquement ; 2) l'installation simultanée de plusieurs engins d'abatage dans la même taille hâte considérablement l'avancement ; 3) les petites couches jusqu'à 40 cm sont mécanisables ; 4) les nouvelles machines, sans exception, font l'abatage, le dépeçage et le chargement du charbon, ainsi, même les haveuses suppriment le chargement manuel, ce qui simplifie énormément

le travail en taille. L'article passe en revue les prototypes de quelques firmes les plus importantes.

Westfalia Lünen présente toute une série de rabots : rabot pour couche dure avec couteaux de préhavage qu'on peut orienter par rotation pour haver à une distance du mur variant de 45 à 100 mm, en tête les couteaux peuvent, au choix, raboter ou haver. En charbon très dur, on peut installer une station de commande intermédiaire système Walsum. Pour les petites couches, rabot surbaissé sur panzer PF O ou PF OO avec moteurs de 30 ch et chaînes en rond de 19 mm. Le rabot à couteaux de grattage a la chaîne d'entraînement reportée du côté de l'arrière-taille, ce qui en petites couches facilite la visibilité à front. La firme *Beien* présentait des groupes automatiques complets pour taille à foudroyage avec soutènement marchant et rabots multiples. De plus, pour éviter la chute de gros blocs sur le panzer, il y a aussi des rabots au toit qui s'appuient sur un rail-guide fixé élastiquement au soutènement à l'arrière des grosses bêtes supportées sur deux piles, il y a un dispositif pour attacher éventuellement les tuyauteries de remblayage. La firme *Josef Brand* présentait son nouveau modèle de rabot étagé avec taillants verdurisés. *Westfalia* montrait en outre un rabot activé. La firme *Eickhoff* présentait une variante de l'Ander-ton pour petite couche avec abattage dans les deux sens de marche. La firme *Joy* (licence Ruhrtaler) offrait une tarière frontale sur chenilles, la *Dominion Steel and Coal Corporation of Canada*, son *Dosco Miner*, et la *Joy*, la nouvelle machine travaillant par brèches montantes. La firme *Korfmann* exposait son nouveau prototype BSL 80 à 3 tarières dans les deux sens : on supprime ainsi la marche à vide dans un sens, la machine convient pour des couches de 65 cm à 1,20 m.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENT.

IND. D 1

Fiche n° 22.596

R. KVAPIL. De la théorie de la destruction des roches. — *Congrès sur les Pressions de Terrains*, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 69/82, 15 fig.

L'auteur distingue 4 cas primitifs de rupture de roches, avec toutes les combinaisons possibles, il en donne des figures et des cas d'application au fond.

A. Destruction par clivage : 1) avec frottement uniquement aux surfaces de pression ; 2) à l'exclusion de frottement aux surfaces de pression.

B. Destruction par plasticité conditionnée par l'action d'une pression triaxiale au delà de la li-

mite d'élasticité. La résistance à la pression monte avec le degré de plasticité. Pour une certaine pression triaxiale, les roches moins dures montrent une plus grande résistance à la pression que les plus dures, elles peuvent donc, dans cet état, déformer des couches épaisses et dures et même les écraser dans la direction de la plus petite résistance, le temps et la température agissent comme des amplificateurs de la plasticité.

C. Destruction par cassure à éclats - elle se produit dans des cas multiples dont deux sont spécialement retenus : 1) charge brusque avec retard de la déformation - 2) avec mutation et accumulation sous une autre forme.

IND. D 220

Fiche n° 22.600

J. VENTER et P. STASSEN. Les pressions et les mouvements en terrains tendres. — *Congrès sur les Pressions de Terrains*, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 131/143, 10 fig.

Généralités : les problèmes de soutènement sont des cas d'espèce qui ne relèvent pas seulement de la profondeur, la qualité intrinsèque des bancs encaissants et leurs propriétés mécaniques (compacité, épaisseur, cassures naturelles ou accidentelles) interviennent également. Inchar a résumé les points à considérer. Dans les plus mauvaises conditions, il est cependant possible d'assurer un contrôle efficace de l'exploitation par : une découpe de gisement, un planning d'exploitation et des formes de soutènement appropriées.

I. Principes du découpage du gisement en terrains tendres : la bonne tenue des galeries est conditionnée par le choix d'un soutènement approprié et l'observance d'une douzaine de règles dont les points principaux sont : éviter les stots et massifs abandonnés, sources de charges concentrées pour les travaux ultérieurs - soustraire les réseaux de galeries et chantiers à l'influence perturbatrice d'une taille en mouvement.

II. Étude des soutènements : A. en boueaux en roches tendres : revêtement complet en claveaux avec intercalation de planchettes en matériau aussi homogène que possible - B. en voies de chantier : soutènement suivant l'affaissement général sans rupture des terrains adjacents grâce surtout à une base d'appui très large et élastique dans l'ouverture de la couche (spécialement piles de bois remblayées). - C. en taille, les travaux d'Inchar ont montré que la plupart des mines poinçonnaient à moins de 20 t, le soutènement rigide est donc à condamner et l'étau hydraulique coulissant régulièrement à 20 t assure une bonne répartition des charges sur le damier du soutènement. Exemple des bons résultats obtenus dans certain charbonnage de Campine. Bibliographie.

IND. D 221

Fiche n° 22.809

A. SUDOPLATOW et W. BARANOWSKI. L'influence des pressions de terrains sur la stabilité des traçages pendant l'abattage des veines horizontales dans le Bassin du Donetz. — **Congrès sur les Pressions de Terrains**, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 280/293, 10 fig.

Dans plusieurs mines du bassin du Donetz, le fluage des roches dans les traçages gêne l'exploitation, quelque soin qu'on apporte au soutènement, la vitesse de fluage du mur atteint 20 à 40 cm par mois. La cause réside évidemment dans les pressions de terrain. Des essais sur modèle montrent l'allure de l'affaissement des bancs avec, aux limites, une zone de blocs affaîssés avec charnière de retenue au-dessus du charbon en place et concurrentement zone de pression minimum sur le mur. C'est la cuvette d'affaissement qui se transmet progressivement dans le temps jusqu'à la surface avec réduction de sa largeur. Avec l'affaissement progressif du toit, la zone de décharge sur le mur se rétrécit. La pression supprimée sur le mur côté vide est reportée sur le massif voisin de charbon. Un diagramme montre la distribution des pressions.

On en déduit une série de recommandations pour les exploitations, notamment le creusement des chassages avec épis de remblai assez étroits (4 ou 5 m) de part et d'autre, même quand il s'agit d'exploitations rabattantes, on laisse alors des passages tous les 5 ou 6 m. Dans le cas où les terrains fluent fort et où la voie doit être gardée pour une exploitation ultérieure, on laisse une bande de charbon le long de l'épi de remblai.

IND. D 221

Fiche n° 22.811

G. SPACKELER. Observations sur la répartition des terrains autour des chantiers dans les mines de charbon et de potasse. — **Congrès sur les Pressions de Terrains**, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 317/332, 10 fig.

L'auteur rappelle les journées de Léoben et de Liège. Depuis, on a effectué beaucoup de mesures ; on constate notamment que beaucoup de roches en place se comportent comme des corps peu élastiques, notamment le charbon et les schistes carbonneux ou non. On ne trouve pas de concordance entre le module soi-disant dynamique déterminé par les méthodes géophysiques et le statique (par la déformation), la loi de Hooke doit être évoquée avec réserves. L. Müller-Salzburg a créé la notion d'un module d'élasticité apparent pour terrain détritique. Dans la zone de « Trompeter », le module d'élasticité diminue. La constante de Poisson n'est pas non plus très stable, dans le domaine plastique, il vaut mieux ne plus parler de cette constante, Dreyer et

Borchert (1955) ont trouvé que dans la formule de Fenner :

$$Ph = \frac{P \text{ vert}}{m - 1}$$

il faut, dans le domaine non élastique, remplacer m par f décroissant pour des valeurs ascendantes de la pression : pour le sel gemme, $f - 1$ tend vers 1 pour une pression triaxiale élevée. L'auteur admet, comme Labasse, que la taille est une « galerie ambulante », il se forme une zone de Trompeter qui devient de plus en plus grande. Il est clair que la première grande voûte cesse d'exister au maximum quand elle arrive à la surface ou à la limite des terrains fermes. L'auteur rappelle le schéma qu'il a donné en 1929. L'auteur critique quelques conceptions tirées des mesures de Neumühl et relatives à la cuvette d'affaissement.

IND. D 222

Fiche n° 22.805

W. BUCHHEIM. Des méthodes géophysiques pour l'exploration de l'état de tension dans les mines de charbon et de potasse. — **Congrès sur les Pressions de Terrains**, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 229/243, 25 fig.

En tenant compte des conditions réelles de gisement, on constate que les méthodes géophysiques donnent des résultats valables dans les cas suivants: 1) altérations des propriétés séismo-acoustiques par suite des contraintes de compression - 2) phénomènes séismo-acoustiques se produisant en conjonction avec la destruction de terrains solides par les pressions. Les tirs en masse et les tremblements de terre ont permis des découvertes intéressantes. On a pensé à transposer à l'échelle de la mine ces observations par l'emploi du son ou de l'ultra-son. Heinrich en Silésie a réalisé des essais dès 1930. C'est grâce au recours à la technique moderne que l'on obtient des résultats pratiques en U.R.S.S. depuis 1951. L'auteur parle d'abord de la méthode d'impulsions propres. On enregistre au moyen de géophones l'activité acoustique des terrains, cela permet de déceler les menaces de coups de charge. La méthode d'impulsions étrangères artificielles complète la précédente, un groupe soviétique a fait des essais dans une mine de houille et un groupe allemand dans une mine de sel. Les appareils sont très petits et les chemins d'onde de 0,10 m à 1 m. Les sons sont réceptionnés sur un oscillographe, le temps de course étant déterminé avec une précision de quelques micro-secondes. La vitesse du son a été mesurée dans un grand nombre de roches. Quelques applications sont décrites. Dans le cas d'une taille, on a notamment constaté que la pression sur le massif variait peu jusqu'à une distance de 1,50 m du front,

IND. D 222

Fiche n° 22.801

B. SCHWARTZ, R. BUISSON et R. DUBOIS. Utilisation des méthodes statistiques pour caractériser l'efficacité d'un soutènement et la dureté du mur. — **Congrès sur les Pressions de Terrains**, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 144/161, 2 fig.

Utilisation des méthodes statistiques pour caractériser l'efficacité d'un soutènement et la dureté du mur :

I. Le problème de la dureté des épontes : 1) importance pratique de l'étude ; 2) ordres de grandeur.

II. Méthode d'étude de la dureté des épontes : 1) méthode rapide, la presse ; 2) méthode d'étude directe : a) principe de base (convergence d'un doublet) - b) critique - c) méthode actuelle : étançons hydrauliques ; 3) utilisation des mesures : a) constitution des tableaux - b) utilisation d'un tableau $C_t - C_j$ - c) application à l'étude d'un chantier : dureté initiale - dégradation des épontes vers les vieux travaux - séparation des influences toit et mur - évaluation de la charge prise par les étançons normaux - comportement du soutènement ordinaire - influence des semelles et conclusions.

III. Résultats obtenus : étude de la veine B 9 a à Faulquemont. Tableaux des résultats.

IND. D 222

Fiche n° 22.497

H. JAHNS. Die Tragfähigkeit der als Widerlager für den Grubenausbau dienenden Gesteinsschichten. *La portance des bancs de roche devant servir au soutènement.* — **Glückauf**, 1958, 11 octobre, p. 1479/1495, 15 fig.

Après un court aperçu sur les résultats des recherches de poinçonnage des murs en taille, l'auteur expose les mesures effectuées dans 6 couches différentes où les charges de rupture des murs oscillent entre 22 et 440 kg/cm². Les résultats montrent une relation régulière entre la résistance de poinçonnage et le diamètre du plateau. De ces essais on déduit deux diagrammes. Le premier permet de déterminer la portance avec de grandes assises à partir de celle des petites. Le second donne la relation entre la résistance spécifique de la roche, la portance de l'étançon, la surface portante et le pourcentage d'étançons qui poinçonnent.

Vient ensuite un exposé sur la recherche systématique de l'influence de la durée de charge sur les résultats de poinçonnage.

Dans deux couches, la résistance spécifique de la roche a diminué de 20 % quand on a prolongé la durée de charge de 10 à 100 minutes. Après une analyse statistique des mesures effectuées, un procédé pratique est déterminé qui permet, pour une

taille en exploitation, de fixer la surface des assises d'étançon nécessaires sans aucune mesure, simplement en comptant le nombre d'étançons qui poinçonnent le mur.

IND. D 231

Fiche n° 22.595

H. DENKHAUS. De la signification de quelques propriétés des roches pour le problème des coups de charge dans les mines de grande profondeur. — **Congrès sur les Pressions de Terrains**, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 30/52, 9 fig.

Les champs d'or du Witwatersrand de l'Afrique du Sud détiennent le record peu enviable du maximum des coups de charge. C'est pourquoi un groupe de chercheurs y a été formé pour les étudier.

La pente étant élevée, l'exploitation se fait à des niveaux assez rapprochés, mais les tailles marchent sur un même front (fig.) ; on utilise, soit le « open stopping » où l'on vide complètement le minerai, soit le « shrinkage » dans lequel on laisse 60 % du minerai qu'on reprendra la fois suivante (méthodes discutables).

Conceptions fondamentales sur l'état de terrain dans le voisinage des vides d'exploitation à grande profondeur : Propriétés des roches. Propriétés d'assemblage des terrains disloqués. Conclusion. Bibliographie.

IND. D 231

Fiche n° 22.565

W. CAMPBELL. Deep coal mining in Springhill n° 2 Mine. *Exploitation profonde du charbon à la mine Springhill n° 2.* — **Mining Engineering**, 1958, septembre, p. 987/992, 12 fig.

Une des mines de charbon les plus profondes de nos jours est la Springhill N° 2 : 1344 m, dessee-vie par descenderies totalisant 4270 m. C'est en outre la mine qui bat tous les records en coups de toit dans la province de Nouvelle-Ecosse. Le gisement appartient au Houiller, il y a 7 couches exploitables dans le district, numérotées dans l'ordre de recoupe. Toutes ont été exploitées, sauf 4 et 5. Les chantiers sont actuellement dans la couche N° 2. La couche N° 2 est exploitée depuis 1873, d'abord par 3 descenderies parallèles jusqu'à la longueur de 2380 m, plus bas on a creusé 2 nouvelles descenderies parallèles. La couche est du charbon gras de 2,50 m à 2,70 m d'épaisseur, il y a au toit une laie plus dure de 35 à 40 cm qui se détache bien. A l'affleurement, la pente atteint 30°, à 2.000 m de distance 20°, à 2400 m 16° et dans le fond 10°.

Le toit et le mur sont constitués de bancs schisteux passant progressivement au grès, de place en place le toit lui-même passe au grès.

A partir de la profondeur de 500 m, on dut ramener la largeur des chambres de 3,60 m à 3 m (espacement d'axe en axe : 15 m). Le premier coup

de toit se produisit en juillet 1917. En janvier 1925, on est passé à l'exploitation par longue taille de certains chantiers où il se produisit également des coups de toit. Finalement, on a adopté une méthode avec épis de remblais de 3 m à 3,60 m et des intervalles de 12 m. Les éboulements produits par plusieurs coups de toit sont représentés. C'est à cette mine que c'est produit, le 23 octobre 1958, un coup de toit, qui a fait de nombreuses victimes.

IND. D 231

Fiche n° 22.450

J. PEPERAKIS, W. CAMPBELL, H. MAUCK et Ch. HOLLAND. Mountain bumps at the Sunnyside mines - Deep coal mining in Springhill. Coal mine bumps can be eliminated - Cause and occurrence of coal mine bumps. *Coups de toit à Sunnyside - Exploitation à grande profondeur à Springhill. Les coups de toit sont évitables - Causes et éventualité des coups de toit.* — *Mining Engineering*, 1958, septembre, p. 982/1004, 30 fig.

Série d'articles relatifs aux coups de toit dans les mines.

Au charbonnage de Sunnyside, Utah, qui exploite des couches qui ont jusqu'à 4 m de puissance, à des profondeurs très variables atteignant 950 m, on a éprouvé de nombreux coups de toit. Les épontes sont généralement formées de grès et la structure failleuse des terrains semble favoriser le phénomène ; les coups de toit se produisent dans les travaux de traçage et au défilage. Comme moyens préventifs, on emploie de longs trous de 7 cm de \varnothing et de 6 m de longueur tirés avec une légère charge. Morcellement des piliers - boulonnage du toit et en galeries, cadres élastiques. Remblayage hydraulique des vieux travaux. Au charbonnage de Springhill, Nouvelle-Ecosse, on exploite jusqu'à 1.320 m de profondeur une couche de 2,70 m, épontes \pm mélangées de grès. Les coups de toit les plus violents ont été subis dans les galeries de niveau sur une distance de plus de 100 m du front. On y a remédié en leur donnant une largeur à peu près double, la sur-largeur étant en partie laissée vide contre le ferme et séparée du roulage par un solide mur de remblai. L'effet a été douteux. L'exploitation par tailles chassantes en retraite, la réduction des dimensions de piliers, la réduction des bosseyements ont été aussi essayés. D'une façon générale, les coups de toit sont en relation avec les profondeurs au delà de 150 m, fortes épontes, terrains failleux, plissés, fortes inclinaisons, sol montagneux à la surface. Ils se produisent le plus fréquemment à l'alignement des piliers. Il est recommandé de ne pas laisser des piliers inexploités dans les remblais, d'orienter les piliers avec la direction des fractures pour favoriser le foudroyage et d'organiser l'exploitation de manière à éviter en général la concentration de charges en des points d'étendue limitée.

IND. D 24

Fiche n° 22.599

F. MOHR. Des observations dans les puits concernant les mouvements de terrains par suite de l'abattage. — *Congrès sur les Pressions de Terrains*, Leipzig, 1958, p. 120/130, 14 fig.

Il est difficile de trouver une relation simple entre les travaux du fond et les dégâts à la surface vu la grande influence des exploitations voisines. La chose est plus facile en ce qui concerne les recherches de l'influence dans les puits des exploitations voisines. Les mouvements de terrains sont naturellement différents dans la direction horizontale et verticale ; il est par conséquent intéressant d'observer les déplacements dans le puits pendant que des travaux se rapprochent, passent à l'aplomb du puits, puis le dépassent. Le soutènement du puits peut rendre les observations difficiles et conduire à des conclusions erronées, elles n'en sont pas moins des indices précieux pour les travaux de recherche.

Les mouvements de terrain en général - influence de la profondeur des travaux sur la vitesse d'affaissement à un niveau plus élevé d'observation ; les valeurs des rapports ont été trouvées. Ce phénomène s'explique bien par un effet de voûte, sa couronne dépend de sa portée (Terzaghi) ; en contradiction apparente, il y a les courbes de cisaillement qui s'accompagnent d'un décalage du puits, en fait ils seraient dus à une dilatation transversale libérée, sorte de flambement horizontal qui ne contredit pas la voûte de pression.

Le phénomène des mouvements en détail : fissures de chevauchement, écailles. L'angle limite : les observations semblent montrer qu'on n'a pas affaire à une ligne droite, mais plutôt à une courbe à concavité vers le haut.

Conclusion : grand intérêt d'observations plus nombreuses dans les puits, pouvant être utiles notamment à la reprise des stots de protection.

IND. D 43

Fiche n° 22.496

F. BOLLENRATH et O. KUHN. Untersuchungen über Reibungsverhältnisse an Grubenstempeln. *Recherches sur les conditions de frottement des étançons.* — *Glückauf*, 1958, octobre, p. 1469/1478, 20 fig.

A l'incitation du comité des spécialistes pour le soutènement, l'Institut des Matières premières de l'École Supérieure Technique d'Aix-la-Chapelle a effectué des recherches de 1954 à 1957 pour déterminer le coefficient de frottement de fourrures diverses dans la serrure des étançons. Comme on devait étudier l'influence des conditions du fond, les étançons ont été placés en taille pendant 2 ou 3 mois. Avant et après ce séjour, on a mesuré la portance et la force de serrage de l'étau au moyen de jauges de contrainte.

Les étançons soumis aux essais ont été utilisés dans 4 charbonnages sous diverses conditions géolo-

giques et techniques. Les fourrures étaient en silumin (G Al Si), Al Cu Mg, Cu Ni Si, acier et matière non métallique. Les mesures ont donné des écarts assez faibles avec les fourrures métalliques, soit un coefficient de frottement moyen de 0,22 à 0,27 avec des dispersions de 0,12 et 0,42. Les variations de couches, terrains encaissants et climats n'ont pas donné d'influence perceptible. Les fourrures non métalliques se sont montrées inutilisables parce qu'elles s'écrasaient.

Comme les fourrures en aluminium sont interdites, il ne reste d'utilisable que les fourrures d'acier ou de cuivre.

IND. D 43

Fiche n° 22.572^I

R. COEUILLET. Le soutènement hydraulique. I. Étançons et piles isolées. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1958, octobre, p. 725/741, 21 fig. - *Charb. de France*, Note techn. n° 6/58.

A. Introduction : l'éтанçon hydraulique est né en Angleterre où il y a actuellement près de 900.000 de ces étançons en service demandant peu d'entretien.

B. Étançons à pompe individuelle - description de 1) l'éтанçon Dowty standard - 2) l'éтанçon « Monarch » - 3) le Dobson Mark V - 4) le Princess (dérivé du Dowty et construit en France par Sagem) - 5) Eram - 6) les étançons hydrauliques allemands : a) Wanheim - b) Weber Glückauf hydraulik - c) Wiemann - d) Kronprinz.

C. Les étançons à pompe collective (c'est-à-dire à variation de volume fluide) : 1) Ferromatik - 2) Sabès - 3) Séhim - 4) le télescopique GHH - 5) Bergwerk-Walzwerk.

D. Les piles individuelles : a) Wild (anglaise de 50 ou 100 t) - b) Dowty - c) Schwarz - d) Wiemann (à 4 étançons).

Conclusion : la liste est incomplète, certains types ne se sont pas développés - le surcroît de dépense qu'apporte le soutènement hydraulique doit se payer : a) soit par une diminution des frais de pose et dépose - b) soit par une amélioration des conditions de travail au chantier. 1) Il ouvre la voie au soutènement marchant - 2) Il doit jouir des qualités suivantes : grande course comme les étançons à friction, mise en serrage rapide, coulissement sous 20 à 30 t, tassement entre serrage et coulissement ne dépassant par 5 mm, robustesse mécanique et au flambage, démontage facile, organe de traction bien placé.

IND. D 432

Fiche n° 22.557^{II}

X. Beachtliche Weiterentwicklung. Neue und verbesserte Maschinen. *Evolution remarquable. Machines nouvelles ou perfectionnées. (Étançons à frottement)*. — *Bergbau Rundschau*, 1958, novembre, p. 689/690, 2 fig.

Exposition d'Essen 1958 - Étançons - Les figures représentent :

L'éтанçon à torsion GHH, à portance immédiate, est un étançon à friction de section carrée ; les parties essentielles sont la serrure et l'anneau de serrage embrassé par la première qui est elle-même attachée au fût inférieur. Les quatre plaques de glissement sont simplement insérées entre ces deux pièces et le fût supérieur ; ces deux mêmes pièces portent, chacune, une mâchoire dont l'écartement au moyen d'un levier quelconque provoque une sorte de torsion (plutôt une rotation) de l'anneau (carré) par rapport à la serrure ; les deux constituent alors un polygone étoilé dans lequel le fût supérieur ne peut descendre que par déformation élastique, les plaques de glissement régularisent la poussée. Un verrou descendant par son propre poids maintient les mâchoires écartées, un simple coup de marteau vers le haut, sur le verrou, déverrouille l'éтанçon.

L'éтанçon cylindrique Schwarz à serrage hydraulique de la bague : la bague d'égal serrage, devenue classique, est, dans la nouvelle disposition, mise en serrage par un dispositif hydraulique, ce qui garantit la constance de la tension de pose. A cet effet, à l'extrémité de la clame de serrage, il y a une sorte de tête de piqueur où l'on injecte de l'eau sous pression qui agit par un piston annulaire sur la barrette de serrage de la bague ; un verrou qu'on enfonce permet ensuite de supprimer la pression. La même pression d'huile a permis au préalable de réaliser la tension de pose ; à cet effet, le fût supérieur de l'éтанçon est un piston formant joint étanche avec l'inférieur dans lequel on peut injecter de l'eau au moyen d'un pistolet distributeur pour les deux directions. L'eau sous pression est obtenue par un petit groupe portatif pneumatique ou électrique. Voir aussi dans le N° de décembre l'éтанçon hydraulique Mönninghof système Noé qui se place également au moyen d'un petit groupe portatif moto-pompe (de 25 t en 30 à 60 s). L'éтанçon Schwarz-Hydrofont est un étançon hydraulique avec bèle en porte-à-faux qui jouit de tous les avantages de la pile.

IND. D 47

Fiche n° 22.572^{II}

R. COEUILLET. Le soutènement hydraulique. II. Le soutènement marchant. III. Conclusions. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1958, octobre, p. 742/762, 26 fig. - *Charb. de France*, note techn. n° 6/58.

II. A. Description du matériel actuel : 1) piles monoblocs déplacées en une seule fois : a) pile Gullick (ensemble de 4 étançons dans un caisson)

- b) piles Somemi à semelles indépendantes - c) soutènement russe MPK à 2 étançons et 2 bèles articulées - d) soutènement marchant Bécorit (files de 2 étançons ripés au passage d'un traineau).

2) piles tandem jumelées parallèles : a) cadres doubles Hoersch à 2 × 3 étançons - b) cadres Hemscheidt Sander à triple chambre de pression - c) Kloekner-Ferromatick (cadres articulés en dressant) - d) le Roofmaster Dowty à 2 séries de 3 éléments - e) Westfalia à 2 séries de 2 éléments - f) Seaman : 3 séries alternées à 2 et 1 élément central - g) russe : séries jointives à 2 éléments avancés alternativement.

3) piles tandem à éléments coulissant alternativement : a) Bolton à 2 bèles indépendantes, la 1^{re} en porte-à-faux ; b) Somemi à 2 étançons et 2 bèles dont la 1^{re} reliée à l'étançon de tête enveloppe l'autre, auxiliaire ; c) variante de la même firme pour couches minces avec une seule pile et bèle en porte-à-faux, associée à un vérin de liaison pile-blindé de 400 mm de course ; d) Wild où la 1^{re} pile est attachée au blindé ; e) Westfalia, variante de la précédente avec fûts Urdinger adaptables ; f) Wanheim à 2 files solidaires de 1 + 2 éléments avec vérin entre les 2 files avançant les 2 éléments de tête et la liaison au convoyeur par rapport aux 4 éléments arrières, caissons à chaque pied, bèles doubles à l'arrière avec tôle de garnissage et à l'avant bèles articulées autour des étançons, commande pneumatique comme Somemi. Les autres sont hydrauliques.

B. Evolution probable : 1) recherche d'une liaison souple avec le blindé ; 2) asservissement des piles les unes aux autres ; 3) réduction ou suppression de la circulation du personnel en taille.

III. Conclusions : A l'usage, certains types se développeront, d'autres disparaîtront ; l'hydraulique demandera des mécaniciens, mais facilitera la télécommande de l'abatage ; les Russes suivent la même voie.

IND. D 65

Fiche n° 22.844

X. Gerät für das Setzen von Ausbaubogen in söhlichen Grubenbauen. *Machine pour la pose de revêtement continu en galerie horizontale.* — *Bergbautechnik*, 1958, octobre, p. 552, 2 fig.

Il s'agit d'une machine équipée pour prendre, à partir d'un chariot, des éléments de cuvelage en tôle ou éventuellement des claveaux au moyen d'une flèche preneuse et les porter immédiatement en place. Caractéristiques de la machine : avancement mensuel atteint : 600 m ; force portante : 1.000 kg ; rayon d'inscription en courbe du chariot : 2,30 m à 2,75 m ; vitesse de levage : 0,1 m/s ; vitesse de translation : 10,30 m/min. Installation de pompage : moteur élec. : MA. 142 - 1/6 - 3,8 kW à 960 t/min. Pompe LIF 35 : pression 65 kg/cm² - débit : 35 litres/min - pressions en service : cylindre de pres-

sion : 25 kg/cm² - cylindre de levage : 50 kg/cm² - Mesures d'encombrement pour le transport : longueur : 3,100 m - largeur : 1,360 mm - hauteur : 2,152 mm. Poids total : 3,8 t. Cette machine est aux essais à la mine Tchertinskaja Sopadnaja (bassin de Kusnetz). Pendant le minage, la machine est reculée 50 ou 60 m en arrière. Le service de la machine est assuré par 6 ouvriers.

IND. D 73

Fiche n° 22.887

E. MAIZE et J. WALLACE. Cementation of bituminous coal mine roof strata. Part. I : Determining penetrability of mine roof by injecting oil and water. *Cimentation des couches du toit d'une mine de charbon bitumineux. I. : Détermination de l'aptitude du toit à la pénétration par injection d'huile et d'eau.* — U.S. Bureau of Mines, R.I. 5304, 1956, novembre, 17 p., 8 fig. - Glückauf, 1958, 8 novembre, p. 1636/1639, 8 fig. (Résumé allemand par KINDERMANN).

Essais, pour consolider le toit, d'emploi de solutions qui stabiliseraient et renforceraient le toit par injection dans les plans de stratification, interstices, fissures et plans de glissement. L'injection de verre soluble (silicate alcalin) fixé par NaCl a été réalisée avec succès par Joosten. L'U.S. Bureau of Mines ne voulant pas se contenter d'essais de laboratoire décida d'étudier la pénétration de liquides injectés par des trous forés au toit des couches Pittsburgh et Freeport. Le premier essai à la mine expérimentale de Bruceton fut un succès malgré la faible pression (7 hpz) car on avait abattu 7 mois avant l'essai. En exploitation, des essais à cette pression dans deux mines différentes furent infructueux.

Il fallut augmenter la pression, jusqu'ici 84 hpz, appareillage nécessaire ; disposition des trous au toit ; les résultats furent souvent constatés par sortie de liquide par un trou de boulonnage plus ou moins distant. Au voisinage immédiat, il faut utiliser une pression plus élevée que lorsqu'on opère en arrière du front ; en cas d'échec à front, on peut réussir l'injection par le même trou mais après avancement du front, ce qui semble indiquer que le toit, même boulonné, s'affaisse en gauchissant après abatage.

Les prochains essais concerneront la nature du produit liquide à injecter pour obtenir la consolidation (Résumé Cerchar Paris).

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 0

Fiche n° 22.906

A. KOLLERT. Die Fördertechnik auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1958. Teil I : Streb- und Abbau-strecken-Förderung. *La technique du transport à l'Exposition allemande des mines de 1958. I. : Transport en taille et en galerie.* — *Schlägel und Eisen*, 1958, novembre, p. 951/957, 18 fig.

A. Pour le transport en taille, comme la fois précédente, les chaînes à raclettes prédominent. Les

figures reprises dans le texte représentent : un convoyeur Beien avec pattes inférieures plus larges et surface d'assemblage des couloirs plus importante - Convoyeur Thiele avec fond de glissement renforcé et remplaçable. Convoyeur Demag avec 2 profils en Z et S superposés et symétriques par rapport à l'axe longitudinal, un assemblage par verrouillage facilite le montage et empêche l'enchevêtrement des couloirs - Couloirs Westfalia fixes pour dressants de 40 à 80°, ouverts jusque 70° et fermés au delà avec tôle d'usure et assemblages permettant une inflexion de 4 à 6°. Convoyeur mono chaîne de Thiele pour moyens pendages avec plateaux guidés.

B. Pour le transport en galeries : Brüninghaus présente des convoyeurs mixtes avec une ou deux chaînes ; les traverses, supports de bande en caoutchouc, sont en deux pièces s'incurvant sous le brin supérieur et s'arc-boutant horizontalement sur le brin inférieur. Becker-Prünke présente son convoyeur chenille sur cornières avec station de versage et Westfalia sa bande Stübbe plissée et incurvable. J. Cronenberg est passé du guidage à un rail au guidage à 2 U, ce qui assure une parfaite stabilité à son convoyeur à écailles incurvable. Hauhinc présente une nouveauté dans ses chenilles sur voies birails : la traction par câble sans fin va-et-vient. Parmi les accessoires pour bandes, Nilos présente des agrafes R pour attache continue d'un câble de traction à une bande ; à signaler aussi son surveilleur de bande N 23. Des vues de shuttle-cars sont représentées, des firmes : Salzgitter ; Ruhrthaler (à bande et unicar pour le matériel) ; Scharf outre des monorails pour le fond (système de la Sarre) présentait un chariot pour la recharge des arrêts-barages. Düsterloh offre un treuil à chaîne pour galerie sans rail et Austin Hopkinson & Co (Lancashire) un treuil Pikrose à commande intermédiaire hydraulique.

IND. E 40

Fiche n° 22.485

S. BAER. Fortschritte der Fördertechnik auf dem Gebiet der Schachtförderung seit der Bergbauausstellung 1954. *Progrès de la technique de l'extraction depuis l'Exposition minière de 1954.* — **Schlägel und Eisen**, 1958, septembre, p. 666/679, 39 fig.

Revue rapide des progrès réalisés depuis 4 ans. Extraction par cages avec berlines normalisées (6 modèles) ou par skips ; cage à 6 étages d'une berline ; remplissage et vidange des skips et leur commande, modernisation des recettes : encagement mécanique, culbuteurs rotatifs, sas à la recette du jour. Guidages : importance des chocs et percussions, leur mesure, manière de les diminuer : galets pour guidages métalliques.

L'aérage dans les puits ; diminution des pertes de charge. Câbles, cosses, attaches ; essais.

L'extraction multicâble. Machines d'extraction électriques et à vapeur ; postes de commande. Chevalements et tours.

Bibliographie : 20 réf. (Résumé Cerchar Paris).

IND. E 414

Fiche n° 22.841

METROPOLITAN VICKERS & MARKHAM. Multirope friction winder at Rufford colliery. *Machine d'extraction à friction à câble multiple au Charbonnage de Rufford.* — **Colliery Guardian**, 1958, 30 octobre, p. 561/563, 2 fig.

Installation nouvelle au puits n° 3 pour 2 skips de 12 t s'équilibrant, remontés de 930 m à la vitesse de 14 m/sec, extraction 450 t de charbon par h. Au puits n° 2, extraction à une seule cage à 2 étages et contrepoids même profondeur, charge utile 12 t ou 100 hommes, vitesse 15 m ou 7.50 m/s, 280 t/h de charbon. Les deux machines ont des tambours de 3.60 m et deux moteurs à courant continu faisant ensemble 3.400 ch, disposés au-dessus du puits et directement accouplés. Dispositifs de contrôle et de sécurité. Les deux installations sont interchangeables. Elles sont les plus importantes existant actuellement en Angleterre, à 4 câbles, montées en tours sur puits.

IND. E 47

Fiche n° 22.537

H. ARNTZ. Steuergeräte in Gefässförderanlagen. *Appareils de contrôle dans les installations d'extraction par skips.* — **Bergfreiheit**, 1958, septembre, p. 323/326, 8 fig.

En général, ce qui limite la capacité de production c'est la section des puits et des engins d'extraction. Pour ces derniers, les trois remèdes consistent à porter au maximum : 1) la charge utile - 2) la vitesse - 3) l'économie des temps de manœuvres. Les installations à skips se prêtent bien aux 1) et 3). L'auteur passe en revue quelques accessoires de ces installations.

I. Contrôle du remplissage des trémies doseuses par un court-circuit dans les produits arrivés à hauteur avec liaison par circuit intrinsèquement sûr et amplificateur à transistor en coffret antidéflagrant.

II. Autre dispositif de contrôle du remplissage par comptage automatique du nombre de berlines basculées dans la trémie doseuse : on utilise un compteur magnétique ; un dispositif à 10 contacts est représenté avec aimant de commande.

III. Variante sans contact avec amplificateur magnétique.

IV. Avant le départ du skip, il faut relever les trémies et les replacer en position de remplissage. Cela se fait généralement par commande à air comprimé ou hydraulique avec moteur électrique, dans les deux cas, on emploie une valve à 4 directions ou plutôt 2 valves à 3 directions. Une nouvelle disposi-

tion qui est représentée utilise des relais à aimants permanents.

V. Interrupteur sans contact pour la fermeture des trémies.

VI. Tableau à lampes pour le fond indicateur de position.

VII. Tableau à index lumineux pour le machiniste d'extraction.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 11

Fiche n° 22.860

J. HIGGINS et S. SHUTTLEWORTH. A tracer gas technique for the measurement of airflow in headings. *Une technique de mesure du courant d'air en galerie par gaz traceur.* — *Colliery Engineering*, 1958, novembre, p. 483/487, 4 fig.

La méthode usuelle de mesure du courant d'air par anémomètres comporte plusieurs causes d'inexactitude dues à l'étalonnage et à la turbulence. Ces causes d'erreurs sont éliminées par la méthode du gaz traceur : on libère en un point de la galerie un gaz, de préférence du protoxyde d'azote (N_2O), soit de façon continue et à débit constant, soit à débit pulsatoire et on mesure à une certaine distance en aval du courant la concentration de l'air en p.p.m. de N_2O au moyen d'un analyseur à rayons infra-rouges. Des formules simples permettent de déduire le volume de l'air correspondant dans les deux cas. Le degré d'exactitude de la méthode est très élevé ; elle est sans danger et simple d'application ; elle n'est pas influencée par le trafic de l'exploitation ; elle permet d'apprécier efficacement la ventilation de la galerie.

L'article fournit des exemples d'application qui mettent en lumière les avantages du procédé et les écueils à éviter.

IND. F 11

Fiche n° 22.840

J. PATIGNY. L'étude de la ventilation des mines par l'analogie électrique. — *Revue Universelle des Mines*, 1958, novembre, p. 381/416, 27 fig.

Texte d'une conférence faite le 9 décembre 1957 à la Section de Liège de l'A.I.Lg. Après une introduction où les exigences et les difficultés de contrôle de la ventilation sont signalées, l'auteur fait un exposé en trois parties :

I. Exposé des lois fondamentales de l'écoulement des fluides dans les réseaux de ventilation : A. supposés d'abord incompressibles : conservation des débits - loi de Bernouilli - loi des pertes de charge ; B. en tenant compte de la compressibilité.

II. Les diverses méthodes de résolution des équations de l'écoulement de l'air dans un réseau de ventilation : A. la simplification du réseau de ven-

tilation et du système d'équations correspondant - B. calcul de la répartition de l'air par voie itérative - C. étude de la répartition de l'air dans les réseaux de ventilation par analogie électrique : application des trois lois - principe des résistances variables - description de quelques tableaux d'analogie électrique.

III. Description du nouveau tableau d'analogie électrique mis au point à l'Institut d'Hygiène des Mines de Hasselt avec pont de mesure spécial permettant de régler successivement les éléments du tableau en fonction des données : description générale - principe du réglage des résistances suivant le rapport R/I - quelques détails constructifs.

En fin d'exposé, on examine comment on peut représenter simplement divers éléments du schéma autres que les galeries et comment on peut, dans certains cas, conduire les réglages de façon à respecter certaines exigences imposées a priori.

IND. F 411

Fiche n° 22.818

W. KAISER. Versuche mit dem Hochdruckstossstränken im Steinkohlenwerk Deutschland. *Essais du procédé d'injection d'eau, à haute pression, en couche à la mine Deutschland.* — *Bergbautechnik*, 1958, octobre, p. 523/524, 2 fig.

L'infusion d'eau en veine à la pression de 40 à 80 atm avait déjà été essayée à la mine Deutschland en 1956, elle avait cependant dû être abandonnée par suite de la qualité insuffisante des joints. L'infusion à 6 ou 8 atm contribuait à l'abattement des poussières pendant le poste de havage, mais était inefficace au point de vue de la dureté du charbon. Depuis lors, un équipement à haute pression a été mis au point à cette mine avec une pompe pour des pressions de 80 à 100 atm. Accessoirement, on en a profité pour réaliser la poussée hydraulique du convoyeur au moyen de tuyauteries appropriées. On est actuellement dans de bonnes conditions pour tenter la réalisation de la mécanisation complète dans les petites couches de charbon dur.

H. ENERGIE.

IND. H 15

Fiche n° 22.886

W. SPRENGER. Die Verringerung der Druckluftverluste im Streb bei Verwendung von Schlauchleitungen. *La diminution des pertes d'air comprimé en taille par l'emploi de flexibles.* — *Glückauf*, 1958, 8 novembre, p. 1634/1636, 7 fig.

Pour le transport de l'air comprimé en taille, les flexibles présentent de nombreux avantages, notamment la facilité d'adaptation au convoyeur blindé, la maniabilité et de plus, une diminution des fuites. Ce dernier point a notamment été vérifié aux mines Anna et Adolf des mines Eschweiler Bergwerks-

Verein. Les flexibles ont 50 mm \varnothing intérieur en longueurs de 40 m, les accouplements sont à 2 manchons universels avec pièce intermédiaire fileté aux deux bouts. Des tableaux d'essais comparatifs sont donnés. Les valeurs moyennes montrent que, alors que les tuyauteries classiques en tubes d'acier ont une perte horaire aux 100 m de 39,1 m³ air asp/h et une perte par joint de 1,30 m³ air asp/h, pour le flexible, ces chiffres sont respectivement : 9,48 et 3,24. Cette dernière valeur étant comprise pour le double-joint, on a cherché à réduire cette dernière par intercalation de cônes en Vulkollan ; on obtient ainsi des valeurs respectives, en moyenne : < 7,1 et < 2,3.

IND. H 402

Fiche n° 22.845

H. MUELLER-BERGHOF. Ausbaumöglichkeiten der Elektrizitätserzeugung in Zechenkraftwerken. *Possibilités d'expansion de la production d'électricité dans les centrales de charbonnage.* — *Bergfreiheit*, 1958, septembre, p. 307/318.

Quand on construit une centrale dans un charbonnage, outre les besoins propres de celui-ci, on peut envisager des fournitures dans un plus grand rayon, on se demande alors s'il est plus économique de transporter l'énergie sous forme d'électricité ou sous forme de charbon. L'expansion plus que normale des centrales charbonnières : en 1950, elles participaient pour 11,5 % dans la production générale du courant dans la République Fédérale, en 1955 pour 13,7 %, or celle-ci est passée de 44,47 milliards de kWh à 76,54. Dans le même délai, la consommation propre d'électricité des charbonnages est passée de 35,2 kWh/t à 45,8, soit environ 5,4 % par an. Après évaluation de la consommation probable des charbonnages en fonction du développement de l'électrification, on arrive à un total de 11,9 milliards de kWh en 1975 contre 6 en 1955, soit une augmentation de 3,54 % par an. Ainsi, la consommation propre va probablement subir un ralentissement et il faudrait en compensation un plus grand développement de la vente d'électricité. Par des estimations sur le développement de la consommation régionale, l'auteur montre que la question de comparaison transport ligne, transport wagon n'a pas beaucoup de chance de se poser. Les centrales sont assurées d'un débouché pour autant bien entendu qu'elles soient établies selon les bases modernes et que l'évolution de la conjoncture soit normale.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 0161

Fiche n° 21.744

M. CHANG. Fine coal preparation and closed circuit operation. *Préparation du schlammm et fonctionnement en circuit fermé.* — *Mining Congress Journal*, 1958, septembre, p. 54/58.

Modifications apportées en 1956 et 1957 au lavoir de la mine Crucible en Pennsylvanie (capacité 400 t/h). Antérieurement, le schlammm était récupéré, pour les 2/3 dans 5 cyclones de 14" suivis de 110 cyclones de 3" (Heyl et Patterson) et pour le dernier 1/3 dans un épaisseur Dorr de 22 m de diamètre. Le schlammm épaisi et filtré était incorporé au charbon à coke. Mais la teneur en cendres du schlammm brut est montée à 18 % et il est devenu impossible de le mélanger tel quel au charbon à coke. De plus, la teneur en solides croissait dans l'eau de circulation et il était nécessaire de pomper chaque semaine vers des bassins les solides déposés dans l'épaisseur Dorr. Actuellement, toutes les eaux schlammeuses sont traitées dans les cyclones, le schlammm épaisi est épuré par flottation et l'épaisseur Dorr reçoit les tailings de flottation et le débordement des cyclones de 3". Par flocculation, on obtient un débordement clair et une purge épaisie qui est filtrée sur filtre à vide. Ces modifications ont entraîné une amélioration de la qualité et de l'uniformité des produits, et un contrôle facile des eaux de circulation en circuit complètement fermé.

IND. I 22

Fiche n° 22.890

K. LEMKE. Eine neuartige Siebmaschine für das Sieben beim kleinen Trennkorngrößen. *Un nouveau type de crible pour le tamisage à de petites mailles.* — *Glückauf*, 1958, 30 août, p. 1187/1189, 5 fig.

Description et relation de quelques essais effectués sur le crible Umbra. Ce crible, qui n'est à l'essai que depuis un an, a montré une précision inhabituelle pour le tamisage de charbons humides à des mailles fines.

La garniture de criblage qui n'est pas chauffée ne se colmate pas, même dans le cas de teneurs en humidité très élevées. La précision de coupure est très satisfaisante, mais il faut encore laisser à ce nouveau crible le temps de prouver qu'il permettra une utilisation sûre en marche prolongée.

IND. I 22

Fiche n° 22.897

ERITH. Electric heating of vibrating screens. *Chauffage électrique de cribles vibrants.* — *Mining Electr. and Mech. Eng.*, 1958, septembre, p. 107/108, 2 fig. - *Colliery Guardian*, 1958, 17 juillet, p. 87/89.

Application du chauffage électrique des toiles dans deux installations où il se produisait du col-

matage par suite de l'humidité des produits. Quatre cribles Gyrex dans une carrière étaient complètement colmatés au bout d'une demi-heure. Un chauffage de la toile entre 30 et 40° a éliminé tout colmatage quelle que soit l'humidité des fines (jusque 10 à 12 %).

Les frais de chauffage s'élèvent à environ 0,45 FB/tonne d'alimentation. Autre exemple dans un lavoir à charbon. Quatre cribles Sherwen électromagnétiques doivent cribler du 0-10 mm à 1,6 mm. L'humidité de 8 à 12 % des fines brutes rendait ce tamisage impossible.

En chauffant les toiles à 30°-40°, on a réduit de 2 à 3 fois le pourcentage d'égarés dans le refus.

IND. I 35

Fiche n° 22.911

O. SMIDT. Untersuchungen über die Behandlung des Feinstkorns in der deutschen Steinkohlenerzeugung. *Recherches sur le traitement des schlamms dans les installations allemandes de préparation.* — Glückauf, 1958, 8 novembre, p. 1616/1633, 8 fig.

Rapport d'une étude effectuée par le groupe de travail « Epuración et égouttage des schlamms » du Steinkohlenbergbauverein. Cette étude porte sur 14 mines comportant ensemble 19 installations de flottation. Sur les 21 batteries de cellules étudiées, 14 sont du type Mineral-Separation, 5 sont des Wedag et 2 des Krupp. La vitesse de rotation de l'agitateur est très variable: de 150 à 400 tr/min. Les capacités des batteries varient de 8 à 25 t/h. La teneur en produit inférieur à 0,1 mm du schlamm brut varie de 15 à 50 % et sa teneur en cendres de 10 à 24,5 %. Les réactifs utilisés sont: les carbonols C 33, C 25/34 et C 4, une huile moyenne de goudron, du flotol A. La teneur en cendres du concentrat va de 5,4 à 8,6 % et celle des schistes de 65,7 à 84,7 %. Les frais s'élèvent en moyenne à 1 DM/t brute dont 22 % pour l'amortissement et l'intérêt du capital, 11 % pour la main-d'œuvre, 22 % pour l'énergie, 32 % pour les réactifs, 5,5 % pour l'entretien et 7,5 % pour l'eau fraîche. Les 16 filtres à vide utilisés dans ces ateliers de flottation se répartissent en 9 filtres-tambours dont 2 sans cellules et 7 filtres à disques. Les toiles filtrantes sont généralement en bronze, les vitesses de rotation varient de 0,5 à 1,67 tr/min et les consommations d'air comprimé de soufflage de 0,7 à 88 m³/t. Suivant la teneur en — 0,1 mm de l'alimentation qui varie de 45 à 15 %, la capacité spécifique passe de 450 à 900 kg/m²/h et le rendement en solides passe de 95 à 98 %. Les filtres sans cellules ont une capacité spécifique inférieure à celle des autres filtres. Les frais varient de 0,60 à 2,48 DM par tonne sèche (moyenne 1,2 DM/t) dont en moyenne 11 % de main-d'œuvre, 55 % d'énergie, 9 % d'entretien et 25 % de frais de capital. Les tailings de flottation sont généralement débarrassés des schistes grenus dans des cuves avec reprise par noria ou des

bassins de décantation et les schistes fins résiduaux sont envoyés dans des étangs. Un lavoir traite les schistes épaissis à 70 % de — 0,1 mm sur 3 filtres à vide à disques. Leur capacité spécifique n'est que de 33 kg/m²/h. Les frais s'élèvent à 0,3 à 3,5 DM/t de schistes secs en cas d'envoi dans des bassins et à environ 8 DM/t en cas de filtration des schistes fins.

IND. I 35

Fiche n° 21.282

D. BROWN et H. SMITH. The flotation of coal as a rate process. *La flottation du charbon: vitesse de flottation. Discussion.* — Trans. of the Inst. of Min. Engin., Vol. 113, 1953-54, p. 1001/1020, 3 fig.

1. Il est difficile sinon impossible de mesurer des grandeurs aussi significatives que la vitesse de flottation, la composition de la mousse, etc... dans une cellule de laboratoire ordinaire où les essais sont discontinus. En effet, le système évolue trop rapidement pendant que se prennent les mesures. Lorsqu'on désire prévoir le comportement d'une installation industrielle, la valeur des essais de laboratoire discontinus paraît donc limitée.

2. Des essais en continu indiquent que le rendement de la flottation varie peu avec la concentration de la pulpe brute, tandis que la teneur en cendres augmente quand augmente la concentration.

3. Les auteurs pensent que le coefficient de vitesse de flottation permet de juger de l'efficacité d'une machine ou d'un réactif pour traiter une pulpe déterminée. Estimant que la forme de la cellule, la concentration des réactifs et la composition granulométrique de la pulpe sont liées, ils arrivent à conclure que les meilleurs résultats s'obtiendraient par la combinaison de cellules de différents modèles.

IND. I 44

Fiche n° 19.442

L. PETERSON et J. OPIE. Flocculation of slimes by Guar. *Flocculation des argiles par le Guar.* — Industr. and Engin. Chemistry, 1958, juillet, p. 1013/1016.

Un extrait de plante finement broyé et dispersé dans l'eau froide constitue un sol stable capable de provoquer, en présence d'ions Ca⁺⁺, la flocculation de particules de silice plus petites que 45 microns. Les auteurs décrivent des expériences de flocculation et sédimentation effectuées en laboratoire sur des schlamms de quartz, de bentonite et de minerais de fer. Ils ont étudié l'action de divers électrolytes et en particulier de Ca(OH)₂ sur la précipitation des floccs. Tout se passe comme si les ions (OH)⁻ rendaient négatives les particules de quartz à la surface desquelles Ca⁺⁺ peut alors se fixer et permettre l'adsorption des grosses molécules de Guar.

Un pH faible (4,0) obtenu par addition de phthalate acide de potassium, favorise la sédimentation d'argiles riches en bentonite flocculées par le Guar. Mais il n'est pas permis d'affirmer que l'action pro-

vient de la concentration en ions hydrogène. Les mesures ont montré que la quantité de Guar adsorbée est la même pour toutes les valeurs de pH, la quantité de Guar adsorbée n'explique donc pas les différences de vitesse de sédimentation. L'explication pourrait être celle-ci : aux pH acides, le potentiel négatif des argiles est plus faible qu'aux pH basiques de sorte que la force de répulsion des argiles entre elles est moindre aux pH acides et elles peuvent se rapprocher plus aisément pour être réunies par les molécules de Guar.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 24

Fiche n° 22.498

C. EISENMENGER. Aufgaben und Fragen der Betriebsführung im Steinkohlenbergbau. *Tâches et problèmes de la direction dans les mines de charbon.* — Glückauf, 1958, 11 octobre, p. 1495/1497.

C'est en 1955 que Burckhardt a abordé, le premier en Allemagne, ce sujet (cf. f. 14.076 - P 33). C'était au moment où l'on organisait la collaboration à la direction des diverses classes du personnel. On rassembla les recommandations pour la collaboration des directions et conseils de direction. W. Toenges (Bergfreiheit, mai 1958) a également étudié la question.

Dans les grandes entreprises, le groupe de direction peut se concevoir de différentes manières, des organigrammes sont donnés.

En 1865, la législation imposait la désignation d'un directeur responsable vis-à-vis de l'administration, mais à cette époque, les mines sortaient en moyenne 122 t/j, actuellement on est à 3.632 t/j, on conçoit que la direction ne peut plus être aussi simple.

Il faut obtenir les meilleurs résultats économiques au moyen d'une organisation adaptée aux exigences humaines, appliquer les instructions administratives, collaborer à la planification, assurer la besogne journalière de décision, organisation, contrôle.

Toutes ces tâches du fond dépendent plus ou moins des conditions : a) géologiques - b) locales - c) temporelles - d) personnelles - e) techniques - f) de sécurité - g) commerciales.

L'auteur s'attache à préciser chacun de ces points.

IND. P 33

Fiche n° 21.633

G. GOMBERT et A. de RYCK. Problèmes d'organisation dans l'industrie minière et recherche opérationnelle. — Colloque des 9, 10 et 11 mai 1958. Sart-lez-Spa. 75 p.

Liste des participants. Résumé du projet de conclusion. Première réunion, aboutissement des contacts établis par M. de Ryck depuis octobre 1957 au nom du Centre d'Etude et de Recherche Ingéco-

Gombert avec le Field Investigation Group du N.C.B., les Houillères du Nord et du Pas-de-Calais, le Steinkohlenbergbauverein d'Essen et la C.E.C.A. Six communications de M. Hens, Deputy Head du F.I.G., relatives aux travaux entrepris et aux résultats obtenus par son groupe de Recherche Opérationnelle. Communications des représentants français, allemands et espagnols, relatives aux efforts accomplis dans leur pays. Les interventions des représentants de la C.E.C.A. et de certains participants belges notamment : MM. Delarge, conseiller à la C.E.C.A. ; Venter, directeur d'Inichar ; Labasse, professeur à l'Université de Liège, et Brison, professeur à la Faculté Polytechnique de Mons.

Conclusion : intérêt de la Recherche Opérationnelle pour les mines. Nécessité d'assurer aux ingénieurs de la recherche des chances de promotion. Importance de la formation poussée de ce personnel. Souhait de la création d'un tel groupe en Belgique. M. Venter signale ce qui est à faire et ce que l'on fait toujours dans des cas similaires, il propose des conclusions relatives à l'amélioration de la production, de la salubrité et de la sécurité dans les mines.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE.

IND. Q 110

Fiche n° 22.861

R. TOUBEAU. Etude rationnelle du problème charbonnier belge et sa solution pratique. Exposé de quelques principes fondamentaux d'économie industrielle charbonnière. — *Publ. de l'Assoc. des Ing. de la Fac. Polytechn. de Mons (A.I.Ms)*, 1958, n° 3, p. 1/22, 25 fig.

Après un exposé des principes sur lesquels se base l'appréciation des éléments qui caractérisent une exploitation charbonnière en général, et en particulier les dépenses, recettes et résultats, l'auteur examine successivement l'influence de la qualité des charbons, de la production et du rendement. Il remarque que la suppression d'un chantier ou d'un siège déficitaire peut être défavorable au résultat de l'ensemble, si sa production ne peut être récupérée ailleurs.

Il étudie ensuite les prix de revient et résultats dans leurs éléments constitutifs, se résumant par le prix à la tonne, et définit les facteurs de prospérité et la stabilité à observer dans la marche des charbonnages.

Il traite ensuite la comparaison de la production, du personnel, des rendements et indices obtenus par les différents bassins belges en 1956 avec les données fournies par les charbonnages étrangers. Il déduit des constatations et des remèdes applicables notamment au bassin du Borinage et, en conclusion, suggère la concentration en un petit nombre de sièges à forte production. L'arrêt des petits sièges

ges, largement amorcé d'ailleurs depuis ces dernières années, devra être organisé judicieusement et en tenant compte du facteur humain qu'il intéresse.

De nombreux graphiques et diagrammes éclaircissent cet exposé.

IND. Q 1121

Fiche n° 22.570

M. SOULEZ. La reconversion des houillères du Bassin de Lorraine à la suite de la perte de l'amodiation du Warndt. — *Revue de l'Industrie Minérale*, 1958, septembre, p. 693/702, 8 fig.

Historique de la question. - En résumé, en 1945, le gisement n'avait été écorné que sur un peu plus de 1.000 hectares, alors que sa surface exploitable est dix fois plus élevée. Au moment de la discussion des accords en 1956, des augmentations de capacité de production des centres d'extraction étaient en cours et très avancées : en Sarre, extension de Velsen en cours pour porter l'extraction de 3.000 à 5.000 t/j, projet pour atteindre 7.500 t/j. - En Lorraine : la modernisation de St-Charles et du complexe Wendel étaient en cours, celle de Merlebach et de Ste-Fontaine achevées. Vue du projet français pour l'exploitation du Warndt. - En 1953, une commission présidée par un Anglais, sir Eric Coats, était chargée de fixer les limites définitives de l'amodiation. Après le plébiscite, pour tenir compte de l'opinion publique sarroise, les négociateurs ont dû rédiger un nouveau contrat annexé au traité du 27 octobre 1956. Il en résulte une nouvelle carte des projets qui est reproduite. Au point de vue de la C.E.C.A., pour obtenir une production supplémentaire de 12.000 t/j dans le nouveau siège sarrois du Warndt, les Allemands vont dépenser environ 25 milliards de FF ; de leur côté, les Français, pour conserver l'extraction, dépenseront 30 milliards, alors qu'un siège neuf de 12.000 t/j ne devrait coûter que 35 milliards. L'excès de 20 milliards est une somme assez élevée pour la C.E.C.A. ; c'est peu, estime l'auteur, si cela apporte une contribution efficace à l'amélioration des rapports entre la France et l'Allemagne.

IND. Q 1142

Fiche n° 22.884

M. MASSON et W. SCHMIDT-KOEHL. Errichtung einer Grossschachtanlage der Saarbergwerke A.G. im Warndt. *Erection d'un grand siège à la Société Saarbergwerke dans le Warndt.* — *Glückauf*, 1958, 8 novembre, p. 1597/1603, 2 fig.

Le Warndt est situé au S-W de la Sarre, c'est une région très vallonnée avec des cimes de 300 m et peu peuplée, les transports y sont jusqu'à présent peu aisés. Un riche gisement de charbon à faible profondeur en fait une contrée très importante pour l'exploitation du charbon. Elle est bien reconnue par suite des nombreux sondages qu'y ont effectué les Houillères du Bassin de Lorraine. Les terrains de recouvrement appartiennent au Permo-trias (plan et coupe). Le Houiller se présente sous forme

d'un Géo-anticlinal avec des pendages sud très redressés et des failles transversales. Il y a 23 à 25 couches totalisant 33 à 34 m de charbon gras et 23 couches (sur le flanc S) totalisant 44 à 45 m de charbon. L'ensemble des réserves atteint 770 millions de t exploitables sur 33 km².

Exposé des clauses de la rétrocession qui s'échelonne du 1^{er} janvier 1962 au 1^{er} janvier 1982 et pendant laquelle une quantité de charbon gras s'élevant à 24 millions de t en tout sera fournie aux Houillères du Bassin de Lorraine.

La Saarbergwerke A.G., qui prend en charge le bassin du Warndt à partir du 1^{er} janvier 1962, a établi un planning pour porter l'extraction à 16.800 t/jour, à cet effet, parmi d'autres solutions, on s'est arrêté à la création d'un nouveau siège près du centre de gravité et à l'endroit le plus favorable.

Il sera naturellement construit d'après les dernières données de la technique et permettra de concentrer en un seul point l'extraction et la préparation de 5 sièges existants, ce qui entraînera un haut rendement et un abaissement du prix de revient.

IND. Q 132

Fiche n° 22.802

W. DIETZE. Etude pour l'exploration ultérieure de la mécanique des roches dans les mines de schiste cuivreux de Mansfeld. — *Congrès sur les Pressions de Terrains*, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 162/167, 22 fig.

1) Situation géologique du bassin : couche d'environ 35 cm surmontée d'un faux-toit d'environ 1,50 m et 2 à 3 m de calcaire permien, puis 30 m d'anhydrite où l'on trouve parfois du sel gemme.

2) Evolution de la « taille cintrée » : à l'époque de l'exploitation manuelle, on avait trouvé une forme de taille chassante avec avance du milieu de la taille sur les deux sorties, qui présentait des avantages pour la répartition des pressions en taille et facilitait l'entretien des galeries. On avait à l'outil 40 ou 50 cm et on abattait du faux-toit par des mines pour avoir environ 1 m d'ouverture. Actuellement, on passe de plus aux tailles montantes, régulièrement espacées. Des mesures d'affaissement ont été effectuées : le faux-toit et le calcaire s'affaissent immédiatement après l'exploitation, tandis que l'anhydrite suit avec environ 1 1/2 mois de retard. L'importance du remblai joue un certain rôle. Mesures en cours.

P. RECHERCHES - DOCUMENTATION.

IND. R 125

Fiche n° 22.598

A. PANOW et K. RUPPENEIT. Des questions sur les recherches des pressions de terrains. — *Congrès sur les Pressions de Terrains*, Leipzig, 1958, 14-16 octobre, p. 105/119, 4 fig.

Le W.U.G.I. effectue des recherches sur les pressions de terrains dans les directions suivantes : pro-

priétés mécaniques, déformation et résistance, examen de la répartition de tensions et décrochements dans les terrains exploités, réactions réciproques des épontes et du soutènement, études de photoélasticité, étude d'appareils pour ces diverses recherches. La méthode suivie comporte d'abord une large et profonde élaboration des questions de base, ensuite perfectionnement des méthodes d'observation. Ces études ont montré l'utilité et la bonne adaptation aux cas pratiques de la théorie de Mohr.

La W.U.G.I. a cependant remédié à quelques-unes de ses déficiences, spécialement dans le cas des états de tensions triaxiales. Une formule est donnée notamment en cas de tension à axe unique.

D'autres formules se basent sur les équations dimensionnelles. Au sujet des principes régissant les pressions de terrains, on a étudié le rôle : 1) de la structure du toit - 2) de la profondeur d'abattage - 3) des propriétés mécaniques des roches - 4) des propriétés mécaniques du soutènement - 5) de l'épaisseur de la veine.

Communiqué

SYMPOSIUM SUR LE CREUSEMENT DES Puits ET DES GALERIES

Londres, 15, 16 et 17 juillet 1959

Le Council of the Institution of Mining Engineers organise un Symposium international sur le creusement des puits et des galeries.

Le Symposium sera ouvert par Sir James Bowman, Président du National Coal Board.

Vingt-cinq communications, en provenance d'Afrique du Sud, Allemagne, Australie, Belgique, Canada, Etats-Unis, France, Grande-Bretagne, Pays-Bas, Pologne, Suède et Union Soviétique sont annoncées.

L'organisation est assumée par « The Institution of Mining Engineers », 3, Grosvenor Crescent, London S.W. 1.

Bibliographie

Deutsche Akademie der Wissenschaften zu Berlin. Sektion für Bergbau. Congrès international sur les Pressions de Terrains, Leipzig, 14-16 octobre 1958, 332 p., 22 x 32 cm, 140 planches avec figures et textes explicatifs. - Editeur : Helios Literatur-Vertriebs-GmbH, Berlin - Borsigwalde, Eichborndamm, 141-167. Prix : 17,50 dollars.

Cet ouvrage donne le texte français ou la traduction française des 21 communications qui ont été présentées à ce congrès par des spécialistes des pays suivants : l'Afrique du Sud, l'Allemagne de l'Ouest et de l'Est, l'Autriche, la Belgique, la France, la Grande-Bretagne, la Hongrie, la Tchécoslovaquie et l'U.R.S.S.

Ainsi que l'a noté, dans son discours d'ouverture, le Pr. Dr. Ir. Bilkenroth de Berlin, la connaissance des lois qui régissent les pressions de terrain n'est pas un problème académique mais la clé d'une exploitation rationnelle et sûre. A Liège, en 1951, la nécessité était apparue de substituer des mesures à des théories subjectives. La chose est apparue encore plus clairement après les premières campagnes de mesures à Essen en 1956. Le congrès de Leipzig s'inspire de cette orientation ; les sujets se classent en 5 groupes :

I. Le comportement des terrains au point de vue résistance propre :

- A. Soustowicz : Etat de tension et de déformation au voisinage des vides miniers.
- H. Hoffmann : Calcul des tensions des roches carbonifères à une pression triaxiale.
- H.G. Denkhau : Signification de quelques propriétés des roches concernant les coups de charge à grande profondeur.
- K.H. Höfer : Fluage des roches salines et conséquences générales pour les mines.
- R. Kvapil : Théorie de la destruction des roches.

II. Influence des pressions de terrain sur l'exploitation :

- S.G. Awerschin : Essais d'exploration des pressions de terrain.
- A.D. Panow et K.W. Ruppeneit : Questions sur les recherches des pressions de terrain.
- F. Mohr : Des observations dans les puits concernant les mouvements de terrain dus à l'abattage.

J. Venter et P. Stassen : Les pressions et les mouvements en terrains tendres.

B. Schwarz, R. Buisson, R. Dubois : Utilisation des méthodes statistiques pour caractériser l'efficacité d'un soutènement et la dureté du mur.

W. Dietze : Exploration ultérieure de la mécanique des roches dans les mines du Mansfeld.

III. Mesures mathématiques et géométriques des mouvements de terrain :

J. Litwianiszyn : Méthodes statistiques dans la mécanique des terrains.

P. Martos : Equation approximative des cuvettes et facteur temps.

K. Wardell : Problèmes d'analyse et interprétation des mouvements de terrain.

IV. Etudes géologiques et géophysiques :

W. Bucheim : Méthodes géophysiques dans les mines de charbon et de potasse.

A. Watznauer : Probabilité d'une composante tectonique dans les pressions de terrain.

W. Budrijk : Coups de charge et tremblements de terre en Haute Silésie.

E. Tschernig : Coups de charge dans les mines de plomb et zinc des Alpes Orientales.

V. Etudes sur les pressions de terrains dans différentes branches des mines :

A.P. Sudoplatow et W.J. Baranowski : Influence des pressions de terrains sur la stabilité des traçages pendant l'exploitation des veines horizontales du Donetz.

E. Tincelin et P. Sinou : Résumé des conclusions de 8 années de recherches.

G. Spackeler : Observations sur la répartition des tensions autour des chantiers dans les mines de charbon et de potasse.

Guss im Bergbau (La fonte dans les mines) avec une communication du Bergassessor a.D. Dr.-Ing. K. REPETZKI, Essen : « La fonte dans les chantiers du fond » et une du Dipl.-Ing. W. STUMPE, Dortmund : « La fonte dans les cokeries ». - 48 p., 20 x 24 cm, nombreuses figures et tableaux. - Zentrale für Gussverwendung, Düsseldorf, 70, Sohnstrasse.

Par suite de leurs besoins réciproques, le monde des mines et celui des fonderies ont depuis 300 ans déjà noué d'étroites relations.

Déjà en 1630, on coulait des roues pour les wagonnets à charbon. En 1710, on a fabriqué des voies de roulement en fonte. Vers le milieu du 19^{me} siècle, on dut aussi recourir aux fonderies pour le cuvelage des puits modernes. Il y a plus de 100 ans qu'on a coulé le 1^{er} cuvelage en fonte pour une société allemande de la Ruhr. Dans les mines de ce bassin, il y a 306 puits débouchant à la surface qui sont cuvelés en fonte.

Depuis 1945, on a repris le creusement de 50 puits d'extraction dont un certain nombre étaient déjà creusés en partie et ont été achevés et mis en service. D'autres puits sont en creusement ou en projet. La longueur bout à bout des cuvelages en fonte réalisés jusqu'à présent atteint 30.000 m parmi lesquels il y en a qui atteignent 500 m.

Grande attention mérite aussi la partie du texte qui se rapporte à l'emploi des pièces en fonte dans les cokeries, depuis toujours on leur consacre une étude spéciale à cause des sources importantes de corrosion qui se trouvent dans ce milieu.

Le présent ouvrage donne également un aperçu des divers emplois des pièces en fonte coulée dans la construction des machines des mines soumises à des sollicitations élevées et pour d'autres pièces accessoires des travaux miniers. Il traite des diverses espèces et caractéristiques de fer, acier, fonte malléable, il donne des tableaux de chiffres sur les propriétés technologiques de ces matières; enfin il traite de la question de l'application des fontes spéciales à haute et basse teneur en éléments rares qui sont très utilisées en cokerie et pour l'abattage du charbon.

Guss im Bergbau démontre que la fonte, l'acier coulé et la fonte malléable, depuis l'origine des mines et des cokeries jusqu'à nos jours, se sont toujours trouvés à l'avant-plan des matériaux nécessaires aux machines nouvelles, aux installations et à l'outillage de ces 2 industries.

Mechanical properties of non-metallic brittle materials. (Propriétés mécaniques des matériaux cassants). Compte rendu de la Conférence organisée à Londres en 1958 par le Mining Research Establishment du National Coal Board en coopération avec le Building Research Station (D.S.I.R.). - Editeur : W.H. Walton, B.Sc., F. Inst. P. - 492 p., 25 x 20 cm, nombreuses figures. - Butterworths Scientific Publications 4 and 5 Bell Yard, London WC 2. - Prix : 90 s.

Cet ouvrage constitue le compte rendu de la Conférence sur « Les propriétés mécaniques des matériaux cassants », organisée à Londres, en avril 1958, par le Mining Research Establishment du National Coal Board et le Building Research Station. Il comporte les rapports ci-après :

C. Pomeroy, J. Brown : Frottement entre les surfaces métalliques et le charbon.

C. Pomeroy : Influence de la pression latérale sur le rabotage des couches de charbon.

M. Dumbleton, M. O'Dogherty, R. Shepherd : Importance de l'angle des couteaux lors du rabotage.

I. Evans, S. Murrell : Rabotabilité des matériaux fragiles.

I. Evans, C. Pomeroy : Résistance du charbon aux pressions uniaxiales.

Th. R. Seldenrath, J. Gramberg : Courbes, déformations, tensions et rupture des roches.

K. Schiller : Porosité et résistance du gypse.

P. Murray, J. Williams, D.T. Levey : Facteurs influençant la résistance au choc thermique de matériaux réfractaires.

H. Green : L'essai de choc sur du béton.

H.W. Davidson, H.H.W. Losty : Propriétés élastiques et plastiques du carbone et du graphite.

S. Murrell : Essais triaxiaux sur du charbon.

A. Newman : La résistance des briques.

P. Walton : Aperçu de la résistance des verres en fonction de la grandeur des éléments essayés.

N. Price, R. Shepherd : Mesures des résistances du béton lors de l'entaillage par roller-bit.

R. Jones : Etude de la fissuration du béton lors des essais de compression et de flexion.

S. Paterson : La distribution d'énergie lors d'un minage.

F. Hiorns : Mesures des propriétés mécaniques dynamiques du charbon.

R. Evans : Effets de la vitesse de mise en charge sur les propriétés mécaniques du béton.

N. Terry, W. Morgans : Etude du comportement du charbon.

A. Dinsdale, W.T. Wilkinson : Mesure des résistances des matériaux céramiques. 1^{re} partie : Essais de chocs.

W.R. Davies, J.F. Clements : Mesure des résistances des matériaux céramiques. 2^{me} partie : Mesures des vitesses d'ondes sonores.

K. Pate, W. Noble : Mesure des résistances des matériaux céramiques. 3^{me} partie : Détermination des courbes - tension de formation dans le cas des produits argileux.

R. Teale : Ruptures des arêtes de roches.

R.J. Hamilton, G. Knight : Etude de la granulométrie de poussières de charbon suivant la résistance du charbon.

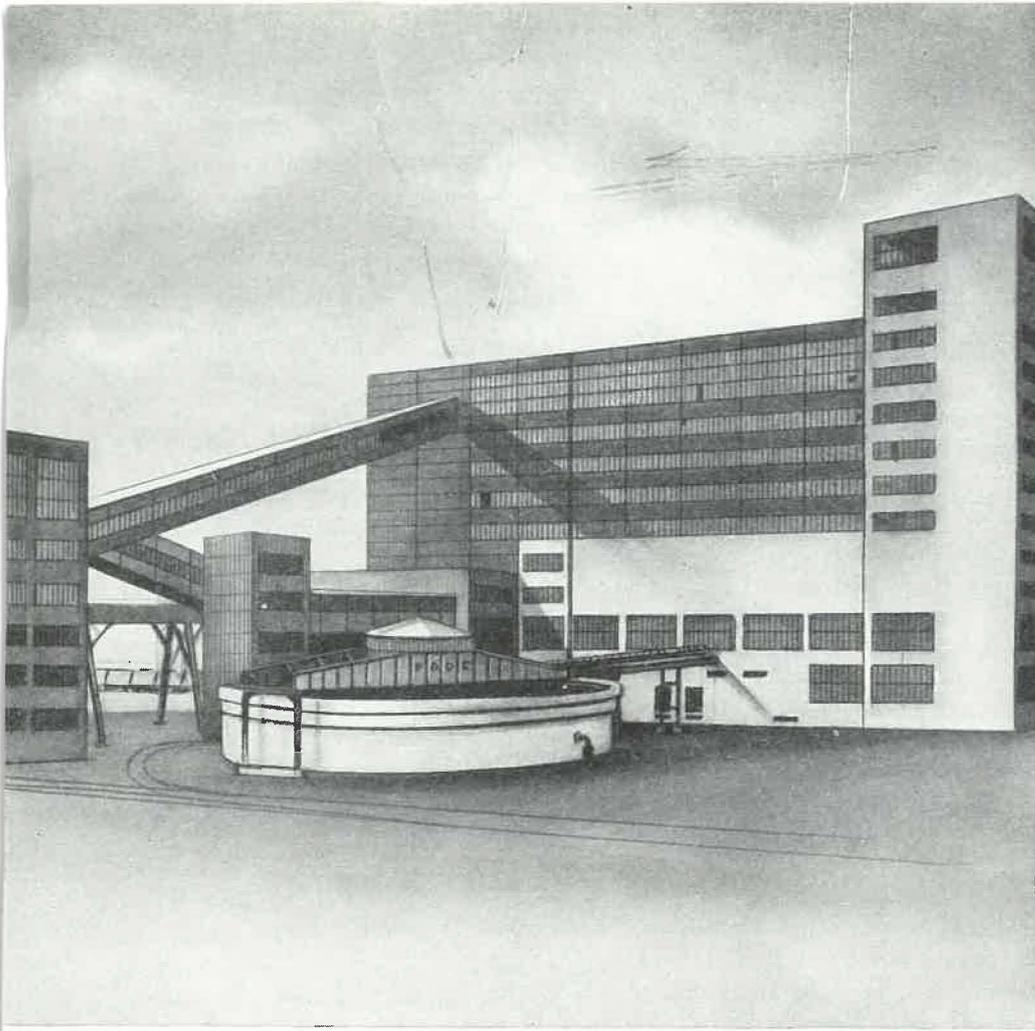
E.N. Fox : Essais sur la résistance de poutres en béton aux charges dynamiques.

I. Evans : Considérations théoriques sur le rabotage.

H.C. Grimshaw : Mesures de granulométrie des produits de minage de blocs de pierres.

A.D. Ross : Elasticité, fluage et retrait du béton.

N.J. Price : Etudes des essais triaxiaux effectués sur roches.



- 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

Second Symposium of Coal Preparation, University of Leeds, 21-25 octobre 1957. - Publié par le Département Mines de l'Université de Leeds. - 513 p., 21 x 13 cm, 110 fig. - Distribué par : The Secretaries, Coal Preparation Plant Association, P.O. Box 121, 301, Glossop Road, Sheffield 10. - Prix : 20/-.

Compte rendu in extenso de la seconde conférence sur la préparation du charbon organisée par l'Université de Leeds du 21 au 25 octobre 1957.

Les 18 communications présentées sont les suivantes :

1. G.H. Arrowsmith : Changements possibles dans le domaine de la préparation du charbon.
2. D.A. Hall et H. MacPherson : Réduction de l'humidité du charbon lavé.
3. C.C. Harris et H.G. Smith : Les propriétés de rétention d'humidité du charbon fin : une étude par les méthodes de perméabilité et de potentiel de succion.
4. F.H. Price : Echantillonnage automatique.
5. C.C. Dell : Quelques considérations sur l'avenir de la flottation.
6. G.A.H. Meyer : Rationalisation et ses résultats dans les installations d'agglomération du charbon dans le bassin de la Ruhr.
7. D.A. Dahlstrom : Mise en circuit fermé des eaux des installations de préparation du charbon au moyen de classificateurs, épaisseurs et filtres à vide.
8. C.C. Harris : Une équation généralisée dérivée des différentes formes des équations granulométriques de Gaudin et de Rosin-Rammler.
9. C.C. Harris et H.G. Smith : Les propriétés de rétention d'humidité du charbon fin : une étude par les méthodes de perméabilité et de potentiel de succion (2^{me} partie).
10. P.G. Meerman : Produits tensio-actifs en préparation du charbon - Expérience pratique aux Staatsmijn.
11. P.J. van der Walt : Matériaux disponibles en Afrique du Sud comme alourdissants dans les suspensions denses.
12. A. Jowett : Aspects de la préparation du charbon en Australie.
13. H.G. Smith, J. Abbott et A. Frangiskos : Adhérence entre particule et bulle en flottation du charbon.
14. R. Symington, G.H. Higginbotham et F. Armstrong : Performances des installations de préparation du charbon.
15. H.G. Smith et B. Duckmanton : Etudes complémentaires sur l'angle de contact à la surface du charbon.
16. C.H. Elms, L.W. Needham et F. Worthington : Valeur d'une étude complète des installations de préparation du charbon.
17. F. Armstrong et W.M. Wallace : Représentation graphique de lavage par pistonage.
18. S. Ayton et S.H. Lowe : Etude du contrôle du trafic avec une attention spéciale à la manœuvre des wagons dans la mine et le raccordement de l'installation de préparation.

ANNALES DES MINES

Janvier 1959.

La première partie d'une étude sur le *danger des défauts monophasés dans les réseaux triphasés d'électrification du fond* par M. C. Bihl, a paru dans le numéro de décembre 1958 des Annales des Mines. La deuxième et dernière partie est publiée dans la présente livraison.

Quelle est la concentration optimum à viser dans une laverie métallique ? M. R. Duval montre comment on peut, en utilisant les graphiques de contrôle de qualité établis dans une laverie, donner une estimation de la teneur pour laquelle le concentré obtenu fournit la plus grande recette possible à la tonne brute.

Une importante notice sur les divers types existants de *convoyeurs métalliques* paraît sous la rubrique : « technique et sécurité minières ».

La chronique des métaux, minerais et substances diverses, des notices bibliographiques, le tableau habituel d'indices économiques et un compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier au cours du mois de décembre 1958 complètent la livraison.

Février 1959.

M. Pasquet présente une étude très complète sur le *Développement de l'enrichissement des minerais de fer en Allemagne*. L'auteur traite particulièrement de l'évolution de la préparation de ces minerais, donne une description de deux ateliers et discute les perspectives de perfectionnement des méthodes ainsi que les probabilités d'extension de leur mise en œuvre.

M. P. Aicard expose les résultats obtenus par l'*Application des méthodes géochimiques à la recherche de pipes Kimberlitiques* sur le pipe déjà connu de Kéniéba (République soudanaise).

M. J. Tezenas du Montcel présente *Quelques possibilités de progrès dans l'abatage et le chargement du charbon en longues tailles* par perfectionnement de la haveuse intégrale.

Le reste de la livraison comprend la chronique des métaux, minerais et substances diverses, le tableau habituel d'indices économiques, des notices bibliographiques et le compte rendu de l'activité de la Communauté européenne du charbon et de l'acier en janvier 1959.