

Annales des Mines

DE BELGIQUE



P 1273



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

REDACTION :

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIÈRE**

REDACTIE :

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

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

EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

37-39, rue Borrens — BRUXELLES

COMITE DE PATRONAGE

- MM. L. BRACONIER, Administrateur-Directeur-Gérant de la S. A. des Charbonnages de la Grande Bacnure, à Liège.
- L. CANIVET, Président de l'Association Charbonnière des Bassins de Charleroi et de la Basse-Sambre, à Bruxelles.
- P. CELIS, Président de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
- E. CHAPEAUX, Président de la Fédération de l'Industrie des Carrières, à Bruxelles.
- P. CULOT, Délégué à l'Administration des Charbonnages de la Brufina, à Hautrage.
- P. DE GROOTE, Ancien Ministre, Président de l'Université Libre de Bruxelles, à Uccle.
- L. DEHASSE, Président de l'Association Houillère du Couchant de Mons, à Mons.
- A. DELATTRE, Ancien Ministre, à Paturages.
- A. DELMER, Secrétaire Général Honoraire du Ministère des Travaux Publics, à Bruxelles.
- L. DENOEL, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- N. DESSARD, Président de l'Association Charbonnière de la Province de Liège, à Liège.
- P. FOURMARIER, Professeur à l'Université de Liège, à Liège.
- L. GREINER, Président d'Honneur du Groupement des Hauts Fourneaux et Acieries Belges, à Bruxelles.
- A. HALLEUX, Professeur à l'Université Libre de Bruxelles, à Bruxelles.
- M. LASSALLE, Président Honoraire de la Fédération de l'Industrie du Gaz, à Bruxelles.
- P. MAMET, Président de la Fédération Professionnelle des Producteurs et Distributeurs d'Electricité de Belgique, à Bruxelles.
- A. MEILLEUR, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Bonne Espérance, à Lambusart.
- I. ORBAN, Administrateur-Directeur Général de la S. A. des Charbonnages de Mariemont-Bascoup, à Bruxelles.
- O. SEUTIN, Directeur-Gérant honoraire de la S. A. des Charbonnages de Limbourg-Meuse, à Bruxelles.
- E. SOUPART, Administrateur-Délégué de la S. A. des Charbonnages de Tamines, à Tamines.
- E. STEIN, Président de l'Association Charbonnière du Bassin de la Campine, à Hasselt.
- R. TONGLET, Président de l'Union des Producteurs Belges de Chaux, Calcaires, Dolomies et Produits Connexes (U.C.C.D.), Soc. Coop., à Sclayn.
- R. TOUBEAU, Professeur d'Exploitation des Mines à la Faculté Polytechnique de Mons, à Mons.
- P. van der REST, Président du Groupement des Hauts Fourneaux et 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.
- O. VERBOUWE, Directeur Général Honoraire des Mines, à Uccle.

BESCHERMEND COMITE

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

COMITE DIRECTEUR

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

BESTUURSCOMITE

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

Ministère des Affaires économiques
et des Classes moyennes

**ANNALES
DES MINES
DE BELGIQUE**

ANNEE 1953.
Tome LII. — 6^e livraison.

**INSTITUT NATIONAL DE
L'INDUSTRIE CHARBONNIERE**

Ministerie van Economische Zaken
en Middenstand

**ANNALEN
DER MIJNEN
VAN BELGIE**

JAAR 1953.
Boekdeel LII. — 6^e aflevering.

**NATIONAAL INSTITUUT VOOR
DE STEENKOLENNIJVERHEID**

Sommaire — Inhoud

Renseignements statistiques belges et des pays limitrophes 778

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

L. DELVAUX, P. STASSEN et J. VENTER. — L'abattage continu du charbon par longwall en Amérique du Nord 783

CHRONIQUE

G. LOGELAIN. — Les systèmes de rémunération en usage dans les mines de houille vus sous l'angle de la productivité 800

NOTES DIVERSES

A. HOUBERECHTS, E. DEMELENNE et J. STASSEN. — La lutte contre les poussières - Réunion tenue à Genève du 1^{er} au 17 décembre 1952 (fin) 809
 J. MOMBEL. — Un essai d'injection d'eau en veine au charbonnage d'Hensies-Pommerœul 827
 F. SCHMID. — L'exploitation du lignite xyloïde - Traduction résumée par R. STENUIT 836
MATERIEL MINIER (Notes rassemblées par INICHAR) : Creusement mécanique des voies en roche. — Le Dryductor Holman. — Fliessversatz (remblayage par coulée) (W. Hoevens). — Couloirs oscillants en aluminium. — « Raclette à bande » pour courte taille (M. Mellet). — Le convoyeur continu mobile. — Convoyeur extensible à courroie « Joy ». — Vanne de sécurité pour convoyeurs souterrains. — Indicateur de position de taquets. — Détecteur des bruits de la mine (A. Baule). — Gaine anti-bélier pour amorçage automatique de l'aspiration des pompes à piston (M. Gascuel) 847

BIBLIOGRAPHIE

INICHAR. — Revue de la littérature technique 860
 Divers 877

COMMUNIQUE

Table alphabétique des auteurs. — Année 1953 883

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

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

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

BASSINS MINIERES	Production nette (Tonnes)	Consommation propre et distribution de charbon gratuit au personnel (tonnes)	Stock (tonnes)	Journées d'extraction	PERSONNEL													Grisou capté et valorisé (3)		
					Nombre moyen d'ouvriers				Indices (1)				Rendement Kg		Présences %		Mouvement de la main-d'œuvre (2)			
					à veine	Taille	Fond	Fond et surface	Veine	Taille	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Fond	Fond et surface	Belge		Etrangère	Totale
Borinage	365.220	31.157	661.079	23,9	2.439	6.920	16.199	22.355	0,19	0,45	1,09	1,52	918	659	75,3	78,2	- 56	- 76	- 132	669.349
Centre	276.518	29.042	438.837	23,1	1.938	4.866	11.653	16.368	0,16	0,41	0,99	1,42	1.010	705	75	77,3	+ 66	- 324	- 258	1.980.987
Charleroi	574.685	40.027	813.197	24,2	4.616	9.340	21.776	31.282	0,19	0,39	0,94	1,37	1.061	727	77,7	81	- 22	- 487	- 509	1.661.416
Liège	385.653	25.124	189.141	23,4	2.987	7.976	17.898	24.509	0,18	0,49	1,12	1,55	894	643	73,7	76,3	- 78	- 386	- 464	-
Campine	729.441	60.482	852.645	24,9	4.506	9.484	22.632	31.415	0,15	0,32	0,78	1,10	1.274	907	77	80,3	+ 6	- 324	- 318	-
Le Royaume	2.331.517	185.832	2.954.899	24,1	16.965	38.453	89.871	125.536	0,18	0,40	0,95	1,35	1.052	742	76	78,9	- 84	- 1597	- 1681	4.311.752
1953 Moy. mens.	2.139.087	174.043	3.010.012	21,7	17.481	39.554	92.153	128.706	0,18	0,40	0,97	1,38	1.035	726	66,6	70,2	- 254	- 2603	- 2857	4.738.232
1952 Moy. mens.	2.622.033	197.525	2.954.215	25,6	18.151	41.324	95.702	132.575	0,18	0,40	0,95	1,33	1.053	753	79,8	82,8	- 298	- 491	- 789	4.920.053
1949 Moy. mens.	2.390.938	187.394	2.625.832	22,5	19.059	43.170	99.425	136.863	0,18	0,41	0,96	1,34	1.042	745	81,7	84,2	- 575	+ 235	- 340	4.565.604
1948 Moy. mens.	2.283.304	194.076	1.589.561	23,2	17.334	38.584	91.505	127.860	0,18	0,39	0,96	1,36	1.042	735	74,5	77,3	- 262	- 1067	- 1329	3.325.788
1947 Moy. mens.	2.532.634	217.440	1.673.237(4)	24,3	18.467	41.545	97.552	135.096	0,18	0,40	0,96	1,35	1.041	741	78,7	81,3	- 97	- 7	- 104	3.702.887
1946 Moy. mens.	2.470.933	216.116	2.141.280(4)	24,2	18.272	39.920	94.926	133.893	0,18	0,39	0,95	1,36	1.054	738	79,6	82,3	- 503	+ 1235	+ 732	2.334.178
1945 Moy. mens. (5)	2.276.735	220.630	1.041.520(4)	23,44	18.543	-	94.240	135.851	0,19	-	0,99	1,44	1.014	696	78	81	- 418	- 514	- 932	-
1944 Moy. mens.	2.321.167	232.463	1.804.770(4)	24,0	19.890	-	103.290	146.622	0,2	-	1,08	1,55	926	645	-	81,63	-	-	-	-
1943 Moy. mens.	2.224.261	229.373	840.340(4)	24,4	19.519	-	102.081	145.366	0,21	-	1,14	1,64	878	610	-	85,88	-	-	-	-
1942 Moy. mens.	2.435.404	205.234	2.227.260(4)	24,2	18.739	-	91.945	131.241	0,18	-	0,92	1,33	1.085	753	-	-	-	-	-	-
1941 Moy. mens.	1.903.466	187.143	955.890(4)	24,1	24.844	-	105.921	146.084	0,32	-	1,37	1,89	731	528	-	-	-	-	-	-
Sem. du 19 au 25-10-53	601.417	-	3.113.819	6	19.294	-	92.984	128.924	0,19	-	0,94	1,31	1.064	763	80,7	83,5	-	-	-	-

(1) Nombre de journées d'extraction divisé par la production correspondante, soit l'inverse du rendement exprimé en t. (2) Différence entre les nombres d'ouvriers inscrits au début et à la fin du mois. (3) En m³ de gaz à 8.500 cal., 0°C et 760 mm de mercure. (4) Stock fin décembre. (5) Chiffres rectifiés.

BELGIQUE

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

AOÛT 1953.

BASSINS MINIERES	Secteur domestique	Administrations publiques	Cokeries,	Usines à gaz	Agglomérés	Centrales électriques	Siderurgie	Constructions métalliques	Métaux non-ferreux	Produits chimiques	Chemins de fer et vicinaux	Textiles	Industries alimentaires	Carrières et industries dérivées	Cimenteries	Papeteries	Autres Industries	Exportations	Total du mois
Borinage	50.866	285	79.726	928.6017	27.011	3.333	270	-	5.841	24.228	4.442	11.899	5.535	43.127	-	9.454	43.698	316.660	
Centre	40.358	1.178	44.851	- 10.570	21.385	5.197	2.327	-	8.935	19.023	3.245	4.504	3.221	22.720	1.305	9.265	50.151	248.235	
Charleroi	148.801	6.087	33.924	- 53.911	73.686	4.766	1.808	3.605	12.059	17.940	2.824	9.665	19.187	14.150	8.111	13.334	157.115	580.073	
Liège	125.940	3.389	20.270	- 26.493	81.658	2.986	979	17.489	2.171	2.699	3.191	9.825	7.551	3.439	740	13.369	82.419	404.618	
Campine	58.289	96	249.786	1.357	17.751	6.063	3.584	12.331	2.211	60.563	674	6.127	17.064	10.365	82	6.498	202.836	655.680	
Le Royaume	424.254	11.035	428.557	2.245.96.091	221.504	22.345	8.963	33.425	31.217	124.453	14.376	42.020	52.558	93.801	10.238	51.920	536.219	2.205.266	
1953 Juillet	334.265	11.629	458.111	4.171.74.515	180.166	31.185	7.414	32.038	34.316	113.082	10.921	32.567	53.149	95.210	10.917	40.075	389.882	1.913.616	
1953 Juin	386.247	13.660	555.832	3.418.98.993	201.459	22.563	11.359	30.332	33.126	113.522	14.717	29.675	56.832	90.764	15.400	49.423	375.899	2.103.221	
1953 Mai	344.693	14.684	583.827	1.597.85.596	197.129	30.324	11.140	34.694	35.724	113.748	10.737	15.734	56.297	93.845	14.002	46.651	255.476	1.985.898	
1952 Août	463.156	11.196	642.875	-	241.089	25.687	14.504	20.997	31.435	124.908	11.701	36.347	63.265	84.149	12.435	48.843	212.891	2.045.478	
1952 Moy. mens.	480.657	14.162	708.921	-	275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669	
1951 Moy. mens.	573.174	12.603	665.427	-	322.894	42.288	19.392	36.949	49.365	125.216	28.251	33.064	76.840	87.054	21.389	82.814	143.093	2.319.813	

BELGIQUE

COKERIES

AOÛT 1953.

GENRE	Fours en activité		Charbon d'enfournement (t)			Huiles combustibles	COKE (t)											Ouvriers occupés				
	Batteries	Fours	Belge	Etranger	Total		Production			Consommation propre	Distribution gratuite au personnel	Débit							Stock en fin de mois			
PERIODE						Gros coke plus de 80 mm			Autres			Total	Secteur domestique	Administrations publiques	Siderurgie	Centrales électriques	Usines à gaz	Chemins de fer		Autres secteurs	Exportations	Total
Métallurgiques	22	883	323.973	66.971	390.944	-	251.408	51.844	303.252	2.369	1.559	3.650	287	254.465	2.149	-	9.167	24.613	295.890	55.242	2.356	
Autres	18	532	145.371	78.936	224.307	475	115.571	53.122	168.693	26.279	747	6.659	1.766	39.973	193	122	2.422	31.738	47.410	131.030	163.072	2.336
Le Royaume	40	1.415	469.344	145.907	615.251	475	366.979	104.966	471.945	28.648	2.306	10.309	2.053	294.438	2.342	122	2.422	40.905	72.023	426.920	218.314	4.692
1953 Juillet	41	1.435	519.302	104.817	624.119	241	374.349	103.045	477.394	11.486	1.677	6.556	1.218	324.392	1.768	87	2.362	35.616	70.997	444.673	201.937	4.690
1953 Juin	40	1.436	577.951	65.470	643.421	974	385.456	109.959	495.415	12.825	2.194	6.762	3.951	355.462	751	213	115	34.857	78.995	483.300	180.702	4.727
1953 Mai	41	1.450	608.801	61.552	670.353	853	394.656	122.599	517.255	11.783	1.690	4.345	3.841	355.857	709	1	27	37.595	61.927	465.992	181.412	4.778
1952 Août	42	1.477	580.728	77.303	658.031	13	373.022	131.364	504.386	10.016	2.365	9.124	1.446	327.608	85	99	1.042	38.386	118.983	499.138	119.080	4.820
1952 Moy. mens.	42	1.480	597.263	98.012	695.275	289	390.592	144.336	534.928	12.943	3.215	12.260	4.127	368.336	1.039	279	1.358	48.331	80.250	519.195	100.825	4.848
1951 Moy. mens.	40(2)	1.442(2)	459.724	201.122	660.846	14.297(3)	398.624	109.409	508.033	18.998	3.498	16.295	2.968	364.863	1.299	301	1.904	55.968	40.684	487.752	67.270	4.147
1950 Moy. mens.	42(2)	1.497(2)	481.685	26.861	508.546	14.879(3)	297.005	86.167	383.172	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.169
1949 Moy. mens.	44(2)	1.532(2)	487.757	66.436	554.193	11.904(3)	315.740	103.825	419.565	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.635
1948 Moy. mens.	47(2)	1.510(2)	454.585	157.180	611.765	-	373.488	95.619	469.107	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.463
1947 Moy. mens.	56(2)	1.669(2)	399.063	158.763	557.826	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.120
1946 Moy. mens.	-	2.898	233.858	149.621	383.479	-	-	-	293.583	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.229

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

BELGIQUE

COKERIES

AOÛT 1953.

BELGIQUE

FABRIQUES D'AGGLOMERES

AOÛT 1953.

GENRE	GAZ (en 1.000 m ³) (1)					SOUS-PRODUITS (t)				Production (t)										Matières premières (t)				Ouvriers occupés
	Production	Consommation propre	Débit			Braï	Goudron brut	Ammon																

BELGIQUE BOIS DE MINES AOUT 1953. BELGIQUE BRAI AOUT 1953.

PERIODE	Quantités reçues m³			Consommat. totale (m³) y compris les exportations	Stock (m³) à la fin du mois	Quantités reçues t			Consommation totale t	Stock à la fin du mois t	Exportations t
	Origine indigène	Importation	Total			Origine indigène	Importation	Total			
1953 Août . . .	66.859	475	67.334	80.754	705.610	4.600	400	5.000	8.058	29.806	197
Juillet . . .	67.745	851	68.596	75.381	711.780	3.419	211	3.630	6.109	32.864	2.428
Juin . . .	72.331	1.399	73.730	93.394	710.705	2.819	127	2.946	8.372	35.343	5.979
Mai . . .	62.188	754	62.942	80.587	722.509	2.040	3.168	5.208	7.314	40.769	3.674
1952 Août . . .	85.117	17.402	102.519	85.607	879.868	3.554	295	3.849	8.474	52.709	128
1952 Moy. mens. .	73.511	30.608	104.119	91.418	880.695(1)	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357(1)	2.014
1951 > >	64.936	30.131	95.067	93.312	643.662(1)	6.394	5.394	11.788	12.722	20.114(1)	208
1950 > >	62.036	12.868	74.904	90.209	570.013(1)	5.052	1.577	6.629	7.274	31.325(1)	1.794
1949 > >	75.955	25.189	101.144	104.962	727.491(1)	2.962	853	3.815	5.156	39.060(1)	453

(1) Stock fin décembre.

(1) Stock fin décembre.

BELGIQUE IMPORTATIONS - EXPORTATIONS AOUT 1953.

Pays d'origine Période Répartition	IMPORTATIONS				EXPORTATIONS			
	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t	Lignites t	Destination	Charbons t	Cokes t	Agglomérés t
Allemagne Occid. . .	89.783	193	620	4.440	Allemagne	24.777	845	—
Etats-Unis	74.605	—	—	—	Autriche	1.220	—	—
France	8.091	—	42	—	Congo Belge	1.040	20	—
Grande-Bretagne	33.145	234	290	—	Danemark	2.322	16.317	—
Pays-Bas	27.500	722	300	586	Espagne	34.011	3.400	—
					France	165.809	21.145	19.489
					Hongrie	—	9.636	—
					Italie	80.895	—	500
Total Août 1953 . . .	233.124	1.149	1.252	5.026	Luxembourg	1.286	7.200	925
1953 Juillet	202.929	2.341	810	5.793	Norvège	5.350	1.490	—
Juin	169.793	425	16	8.310	Pays-Bas	144.779	420	3.665
Mai	119.279	1.531	317	8.997	Portugal	1.955	—	—
Avril	74.243	1.699	24	5.393	Royaume-Uni	53.752	—	—
1952 Moyenne mens. .	134.581	35	28	5.190	Suède	6.820	9.328	—
Août	105.706	—	8	4.515	Suisse	9.693	2.202	790
					Autres pays	3.459	20	—
					Total Août 1953 . . .	537.168	72.023	25.369
Répartition :					1953 Juillet	390.635	70.997	22.963
1) Secteur domestique .	48.520	719	1.252	3.520	Juin	376.697	78.995	34.723
2) Secteur industriel .	180.807	430	—	1.506	Mai	296.297	61.927	24.036
Destination indéterminée .	3.797	—	—	—	Avril	267.592	45.028	10.818
					1952 Moyenne mens. .	211.434	79.821	25.167
					Août	213.215	118.983	25.543

BELGIQUE METAUX NON FERREUX ET ALLIAGES JUILLET 1953.

PERIODE	Produits bruts (1 ^{re} et 2 ^e fusions)							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		
1953 Juillet (1) . . .	12.809	15.263	5.630	678	96	261	34.737	24.859	10.327	1.153	14.476
Juin (2)	12.608	16.138	5.632	733	125	294	35.530	24.260	11.553	1.815	14.358
Mai	12.342	17.433	6.266	781	126	353	37.301	22.468	11.649	1.314	15.140
Avril	12.301	17.276	6.424	813	132	352	37.298	22.870	12.165	1.565	15.255
1952 Juillet	12.681	14.660	5.514	791	120	264	34.030	25.473	10.277	1.250	15.885
1952 Moy. mens. . .	12.227	15.566	6.285	849	117	377	35.421	23.605	13.008	1.751	16.227
1951 > >	11.846	16.741	5.887	835	117	407	35.833	23.065	16.470	1.875	16.647
1950 > >	11.437	14.777	5.175	864	141	391	32.785	19.512	13.060	1.788	15.053

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

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

BELGIQUE SIDERURGIE AOUT 1953.

PERIODE	Hauts fourneaux en activité	PRODUCTIONS (T)									
		Produits bruts			Produits demi-finis (1)		Produits				
		Fonte	Acier Total (2)	Fer de masse	Pour relamineurs belges	Autres	Aciers marchands	Profils et zords (1 et U de plus de 80 mm)	Rails et accessoires	Fil machine	
1953 Août (3) . . .	41	314.260	328.517	4.066	26.113	7.253	99.573	13.271	6.746	25.933	
Juillet (4) . . .	45	330.225	333.213	2.356	21.677	7.870	95.395	16.020	6.041	25.671	
Juin	46	377.633	399.587	4.201	37.106	13.910	114.605	16.611	7.808	24.629	
Mai	47	367.641	376.524	3.277	35.576	12.421	108.384	14.074	8.994	20.172	
1952 Août	46	329.461	343.693	4.382	30.132	19.201	107.768(5)	21.823	4.745	24.739	
Moy. mensuelle .	48	397.851	422.167	4.662	39.376	25.321	123.127	19.780	8.211	32.188	
							Aciers marchands (5)	Profils (80 mm et plus, zords)	Rails, accessoires, traverses		
1951 Moy. mens. .	49(6)	405.676	421.134(7)	4.092	99.682		111.691	19.483	9.857	40.494	
1950 > >	48(6)	307.898	311.034	3.584	70.503		91.952	14.410	10.666	36.008	
1949 > >	48(6)	312.441	315.203	2.965	58.052		91.460	17.286	10.370	29.277	
							Aciers marchands et rods (5)	Profils spéciaux et poutrelles		Verges	
1948 > >	51(6)	327.416	321.059	2.573	61.951		55.788	39.383	9.853	28.979	
1938 > >	50(6)	202.177	184.369	3.524	37.939		43.200	26.010	9.337	10.603	
							Aciers marchands (5)			Verges et aciers serpentés	
1913 >	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219	28.489	11.852	

(1) Qui ne seront pas traités ultérieurement dans l'usine qui les a produits. (2) Y compris l'acier moulé avant ébarbage soit : août 1952 : 5.483 t ; moyenne mensuelle 1952 : 5.723 t ; Mai 1953 : 7.107 t ; Juin 1953 : 8.188 t ; Juillet 1953 : 6.339 t ; Août 1953 : 7.449 t. (3) Chiffres provisoires. (4) Chiffres rectifiés. (5) Non compris l'acier moulé. (6) Pendant tout ou partie de l'année. (7) Dont 5.339 t de pièces moulées avant ébarbage. (8) Hauts fourneaux en ordre de marche ; le nombre de hauts fourneaux qui travaillaient sans interruption auraient donné la production de l'année est pour 1948 : 42.93 ; pour 1949 : 35.31.

BELGIQUE SIDERURGIE AOUT 1953.

FINIS										Ouvriers occupés
Tôles fortes 4,76 mm et plus	Tôles moyennes 3 à 4,75 mm	Larges plats	Tôles fines noires	Tôles galvanisées, plombées, et étamées	Feuillards, bandes à tubes, tubes sans soudure	Divers	Total	Tubes soudés		
46.598	6.079	2.529	25.079	13.237	20.177	2.793	262.015	4.704	46.816	
34.894	5.928	1.263	25.777	10.910	13.796	2.045	237.740	3.436	47.243	
38.824	8.580	3.753	32.344	13.245	26.599	3.955	290.953	2.733	47.483	
40.410	6.279	4.853	26.642	13.633	23.416	3.351	270.208	2.935	47.904	
37.326	5.573	3.175	24.053	11.377	17.082	3.790	261.505	2.495	48.630	
38.739	7.160	3.143	37.157	11.322	26.737	5.997	313.561	3.099	49.528	
			Tôles minces, tôles fines, tôles magnétiques							
36.489	5.890	2.628	42.520	15.343	32.476	6.336	323.207	3.570	43.640	
24.476	6.456	2.109	22.857	11.096	20.949	2.878	243.859	1.981	36.415	
30.715	5.831	3.184	23.449	9.154	23.097	3.526	247.349	—	40.506	
			Tôles fines	Tôles galvanisées	Feuillards et tubes en acier					
28.780	12.140	2.818	18.194	10.992	30.017	18.781	255.725	—	38.431	
16.460	9.084	2.064	14.715	—	13.958	1.421	146.852	—	33.024	
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	35.300	

PRODUCTION					PRODUCTION				
Unités	Juillet 1953 (a)	Juin 1953 (b)	Juillet 1952	Moyenne mensuelle 1952	Unités	Juillet 1953 (a)	Juin 1953 (b)	Juillet 1952	Moyenne mensuelle 1952
PORPHYRE :					PRODUITS DE DRAGAGE :				
Moëllons	t 16.483	20.902	731	653	Grauvier	t 93.231	122.936	71.565	72.318
Concassés	t 272.987	291.894	308.777	254.178	Sable	t 8.471	11.228	25.956	17.942
Pavés et mosaïques	t 2.786	2.939	5.986	6.167	CALCAIRES :				
PETIT-GRANIT :					CHAUX :				
Extrait	m ³ 14.961	18.241	14.225	15.436	PHOSPHATES	t 181.397	181.594	166.780	145.227
Scié	m ³ 4.916	6.425	5.491	6.277	CARBONATES NATUR.	t 108.572	123.749	109.202	136.286
Façonné	m ³ 1.133	1.360	1.211	1.499	(Craie, marne, tuffeau)	t 2.000	2.573	2.694	4.915
Sous-produits	m ³ 16.916	18.975	14.207	13.552	CARBON. DE CHAUX				
MARBRES :					PRECIPITES				
Blocs équarris	m ³ 412	618	458	504	CHAUX HYDRAULIQUE ARTIFICIELLE	t 1.534	2.225	1.377	1.075
Tranches ramenées à 20 mm	m ² 30.936	38.406	36.364	40.544	DOLOMIE : Crue	t 14.739	26.298	22.817	14.869
Moëllons et concassés	t 2.826	3.372	3.978	4.239	Frittée	t 15.175	16.764	16.426	17.857
Bimbeloterie	Kg 27.477	30.026	46.615	39.255	PLATRE :				
GRES :					AGGLOM. PLATRE				
Moëllons bruts	t 20.180	24.634	23.102	18.167					
Concassés	t 89.523	102.926	127.175	105.948	SILEX : Broyé				
Pavés et mosaïques	t 4.587	5.451	2.783	2.362	Pavés	t 3.115	3.292	3.165	855
Divers taillés	t 4.666	5.791	5.447	4.190	FELDSPATH & GALETS	t 853	640	756	344
SABLE :					QUARTZ et QUARTZIT				
pour métallurgie	t 37.589	50.283	44.177	48.716	ARGILES :	t 218	124	1.067	191
pour verrerie	t 66.035	73.835	40.638	42.944					
pour construction	t 107.254	128.481	116.278	105.449	Ouvriers occupés				
Divers	t 31.422	43.839	35.777	26.996					
ARDOISE :									
pour toitures	t 868	1.038	817	925					
Schiste ardoisier	t 70	126	65	78					
Coticule (pierres à aiguiser)	Kg 3.455	5.650	3.585	5.565					

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

INSTITUT NATIONAL DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

L'abattage continu du charbon par longwall en Amérique du Nord

Historique du longwall mining et raisons de son intérêt actuel

L. DELVAUX

Ingénieur au Corps des Mines, Assistant à l'Université de Liège (1)

J. VENTER

Directeur d'Inichar

P. STASSEN

Ingénieur en Chef à Inichar

Le rapport ci-après résulte de visites effectuées aux U.S.A. et au Canada par M. Delvaux, et peu après par deux ingénieurs d'Inichar. Il a paru opportun de réunir les renseignements recueillis en ce qui concerne les exploitations par longwall et d'en donner la relation unique suivante.

HOUILLE PAYS ETRANGERS DERIVES

PAYS	Production t		Nombre d'ouvriers inscrits		Rendement par journée d'ouvrier (kg)			Nombre de journées d'extraction	Absentéisme en %		COKES t	AGGLOMERES t
	Nette	Marchande	Fond	Fond et Surface	A front	Fond (2)	Fond et Surface		Fond	Surf.		
France (1)												
Nord-Pas de Calais	1.014.375	—	91.518	131.547	—	1.198	705	12.40	62,93	44,84	197.499	139.789
Lorraine	555.832	—	23.092	34.513	—	1.896	1.146	13,80	50,41	39,35	26.006	5.280
Blanzey	169.225	—	6.454	9.552	—	1.563	991	20,23	34,03	24,49	—	8.361
Loire	200.804	—	10.460	15.345	—	1.327	831	17,77	44	31,30	17.220	13.802
Auvergne	77.130	—	3.898	5.376	—	1.230	846	20,74	36,36	27,17	—	9.314
Cévennes	131.027	—	10.557	15.586	—	1.107	661	13,98	56,46	40,14	—	58.868
Aquitaine	85.374	—	6.006	9.003	—	1.167	741	13,28	54,57	42,54	12.924	4.052
Dauphiné	24.492	—	1.805	2.708	—	944	584	15,90	43,12	31,74	—	4.336
Provence (L)	65.504	—	2.585	3.889	—	1.960	1.214	16	49,15	39,53	—	—
Hostens (L)	43.329	—	—	149	—	—	17.072	15	—	—	—	—
Autres mines (H et L)	34.822	—	2.017	2.770	—	—	—	—	—	—	—	973
Total France (H et L)	2.402.914	—	158.392	230.443	—	1.353	818	13,80	56,70	41,03	553.406(3)	400.721(3)
Sarre	1.297.032	—	37.951	57.558	—	1.666	1.084	23,58	20,36	16,63	291.014	—
Total France et Sarre (H et L)	3.699.946	—	196.343	288.001	—	1.449	896	15,69	—	—	844.420(3)	400.721(3)
France (4)												
Nord-Pas de Calais	601.622	—	90.938	130.630	—	1.315	862	5,94	16,17	—	—	—
Lorraine	238.534	—	23.340	34.865	—	2.079	1.339	5,63	18,06	—	—	—
Blanzey	54.307	—	6.405	9.480	—	1.655	1.089	6	14,59	—	—	—
Loire	61.663	—	10.390	15.241	—	1.392	901	5,15	28,93	—	—	—
Autres mines (H et L)	181.789	—	26.682	39.268	—	—	—	—	—	—	—	—
Total France (H et L)	1.137.915	—	157.755	229.484	—	1.444	963	5,79	18,32	—	—	—
Sarre	332.714	—	38.004	58.124	—	1.695	1.083	5,93	13,90	—	—	—
Total France et Sarre	1.470.629	—	195.759	287.608	—	1.495	988	5,83	17,45	—	—	—
Pays-Bas (5)												
Grande-Bretagne	—	4.536.700	—	713.100	3.142	—	1.214	—	—	—	—	—
Sem. du 20 au 26-9-53	—	4.534.600	—	712.400	3.150	—	1.216	—	12,54(7)	—	—	—
Sem. du 26 9 au 3-10-53	—	—	—	—	—	—	—	—	12,53(7)	—	—	—
Allemagne (8)												
Ruhr	2.206.273	—	304.133	396.826	3.410	1.480	1.120	—	—	—	—	—
Aix-la-Chapelle	122.796	—	21.727	27.466	2.530	1.130	880	—	—	—	—	—
Basse-Saxe	45.697	—	7.902	10.585	2.630	1.130	840	—	—	—	—	—
TOTAUX	2.374.766	—	333.762	434.877	3.330	1.450	1.100	—	—	—	—	—

(1) Mois d'août 1953 (houille et lignite). (2) Mines à exploitation souterraine. (3) Y compris la production des usines non annexes des mines (France : 290.757 t de cokés et 156.946 t d'agglomérés, Sarre : 224.752 t de cokés). (4) Semaine du 11 au 17 octobre 1953. (5) Mois de juin 1953. (6) Absences pour maladies. (7) Sur l'ensemble des mineurs. (8) Semaine du 24 au 30 août 1953.

SAMENVATTING

Deze nota geeft een overzicht van de voornaamste proefnemingen op het gebied van de mechanisatie der kolenuwinning in de lange pijlers, tot op heden uitgevoerd in Noord-Amerika.

De uiteenzetting vangt aan met enkele beschouwingen over de noodzakelijkheid, voor de Verenigde Staten, van een meer volledige ontginning te verzekeren van zekere afzettingen, waarvan de reserves betrekkelijk klein zijn. Zij geeft verder de ontwikkeling weer van de longwall-methode in de maritime provincies van Oost-Canada.

In de Verenigde Staten zijn de longwall-pijlers uitgerust met afbouwmaschinen die goed gekend zijn in West-Europa : de Samson-stripper, de Westfalia-snelschaaf en de Meco-Moore zaag- en laadmachine.

De studie van de verkregen uitslagen wijst uit dat, op geringe diepte, het probleem van de dakcontrole in de pijler een even groot belang vertoont als in de diepe mijnen. De oplossing die aan de dakbreuk gegeven werd door de vorming van een scharnier in metalen stapels, voorzien van instorters, vormt een positieve les voor de Europese ontginningen.

Om verschillende redenen, die in de nota aangehaald worden, heeft de longwall nochtans geen kans om in de Verenigde Staten de kamerbouw te vervangen. Daarentegen heeft in Canada het gebruik van de « Dosco-Miner », gebouwd door een belangrijke maatschappij, de « Steel and Coal Company », een nieuwe ontwikkeling gegeven aan de longwall-methode, die reeds lange tijd ingeburgerd is in deze streek. Deze machine is zeer handelbaar, niettegenstaande haar schijnbare omvang en een model van beperkte afmetingen zou geschikt zijn voor proefnemingen in de gunstigste voorwaarden der Europese afzettingen. Het verwezenlijken van een continu afvoersysteem voor de kolen zou een nieuwe spoorslag betekenen voor de ontwikkeling der machines die, zoals de « Dosco », met stijgende bres werken.

RESUME

Cette note donne un aperçu des principaux essais d'abattage mécanique en longues tailles entrepris à cette date en Amérique du Nord.

L'exposé débute par quelques considérations sur la nécessité, pour les Etats-Unis, d'assurer un déhouillement plus complet de certains gisements dont les réserves sont relativement faibles. Il retrace également le développement de l'exploitation par longwall dans les provinces maritimes de l'Est Canadien.

Aux Etats-Unis, les chantiers longwall sont équipés de machines d'abattage bien connues en Europe occidentale : le rabot Samson, le rabot rapide Westfalia et l'abatteuse chargeuse Meco-Moore.

(1) M. Delvaux tient à exprimer sa reconnaissance à MM. Meyers et Lefèvre, respectivement Directeur Général et Directeur Divisionnaire des Mines, ainsi qu'à Monsieur Danze, Professeur à l'Université de Liège, pour la bienveillante compréhension qu'ils lui ont témoignée et qui est, avec l'appui précieux d'Inichar, à l'origine de ce voyage d'études.

L'examen des résultats obtenus dans ces essais indique qu'à faible profondeur le problème du contrôle du toit en taille revêt la même importance que dans les exploitations profondes. La solution donnée au foudroyage par la réalisation d'une charnière en piles métalliques avec effondreurs constitue un enseignement positif pour les exploitations européennes.

Cependant, pour diverses raisons énoncées dans l'exposé, le longwall n'a guère de chances de supplanter l'exploitation par chambres et piliers aux Etats-Unis; par contre au Canada, l'emploi du « *Dosco Miner* » construit par une importante société canadienne, la « *Dominion Steel and Coal Company* », donne un nouveau développement à la méthode d'exploitation par longwall implantée depuis longtemps dans cette région. Cette machine est maniable malgré son encombrement apparent et un modèle de dimensions réduites serait susceptible d'essais dans les conditions les plus favorables des gisements européens. La mise au point d'un système d'évacuation continue du charbon donnerait un nouvel essor aux machines travaillant par brèche montante comme le *Dosco*.

A. — AUX ETATS-UNIS.

L'exploitation par longwall n'est pas nouvelle aux Etats-Unis : dès 1915 et jusqu'à 1940, elle fut de règle dans la partie nord du bassin anthraciteux pour l'exploitation des couches de faible ouverture situées au-dessus de couches plus puissantes exploitées par d'autres méthodes.

Jusqu'en 1928, on ne pratiquait pas le foudroyage systématique; le soutènement en bois restait en place et l'exploitation progressait jusqu'au moment où le toit cassait brusquement en arrière du front et parfois même jusqu'au front, causant l'abandon de l'atelier de travail.

Après 1929, on introduisit un étançon en acier coulé du type à coin et clavette : le « *Langham jack* ». Cet étançon, utilisé pour réaliser la charnière de foudroyage, donna de bons résultats dans les chantiers longwall exploités par les méthodes habituelles comportant le havage, le minage et le chargement manuel en convoyeur oscillant ou le scrapage. Entre 1929 et 1938, cette méthode fut régulièrement employée dans une mine pour exploiter des couches d'ouverture comprise entre 0,80 et 1,80 m. La mine réalisa par ce procédé une production de 2,5 millions de tonnes. De cette façon, le prix de revient moyen du soutènement passa de 0,5 dollar/tonne à 0,133 dollar/tonne.

Le rendement de ces chantiers par homme-poste était comparable à celui obtenu par d'autres méthodes et pouvait dépasser 10 tonnes au chantier. L'exploitation de ces couches cessa vers 1940. Il s'agissait uniquement de charbon anthraciteux.

Dans le bassin bitumineux, d'autre part, l'ouverture moyenne des couches exploitées est souvent supérieure à 1,50 m et le longwall pouvait difficilement rivaliser avec les autres méthodes. De plus, à partir de 1930, le marché des bitumineux a traversé une crise grave qui n'a cessé que pour faire place bientôt à la concurrence accrue des combustibles liquides et gazeux.

Depuis quelques années, ces circonstances ont provoqué, dans les méthodes traditionnelles d'exploitation par chambres et piliers, une évolution qui se traduit, surtout dans les mines non intégrées à une industrie consommatrice de charbon, par l'abandon de l'exploitation des piliers pour ne faire que des traçages.

L'exploitation du pilier demande, en effet, par tonne environ 1/4 homme-heure en plus, ce qui se traduit par 0,5 dollar, soit en moyenne 12 à

20 p. c. du prix de revient total. La tendance à ne faire que des traçages s'est encore accentuée après la guerre, ce qui a amené le Congrès à étudier la situation, à établir le bilan des réserves de charbon et à déterminer le pourcentage de récupération des exploitations actuelles.

Si les réserves totales étaient estimées, début 1949, à 1 552 milliards de tonnes, quantité que des estimations plus nuancées ramenaient d'ailleurs à 225 milliards de tonnes de charbon exploitable économiquement par les méthodes actuelles, le pourcentage de ce total correspondant au charbon à coke métallurgique de bonne qualité (entre 14 et 24 à 25 p. c. de matières volatiles) était inférieur à 2 p. c. : 26 milliards de tonnes pour une consommation annuelle de 115 millions de tonnes. Une enquête ultérieure du Bureau of Mines faite à la demande du Congrès a montré que le taux de récupération dans les couches de faible ouverture, produisant du charbon à coke métallurgique et exploitées dans la partie sud de la Virginie occidentale et en Pennsylvanie centrale, ne dépassait pas 50 p. c.

Les réserves de charbon cokéfiabiles diminuent dangereusement dans certaines régions et ne sont plus que de l'ordre de 10 à 20 ans au taux de récupération actuel. Cette situation a conduit à l'idée de faire des essais de longwall. Comme seule une exploitation totalement mécanisée permet de concurrencer les méthodes actuelles, on a adopté des types d'abatteuses chargeuses mécaniques permettant autant que possible un travail continu. On a choisi le rabot automate Samson, le Schnellhobel Westfalia et l'abatteuse-chargeuse Meco-Moore. Trois essais ont été conduits par des sociétés privées; le quatrième est effectué par le Bureau of Mines en collaboration avec l'importateur de la firme Westfalia et un exploitant.

B. — AU CANADA.

Si l'on considère uniquement les exploitations de l'est du Canada, c'est-à-dire de Nouvelle-Ecosse, du Nouveau-Brunswick et de Terre-Neuve qui assurent d'ailleurs la moitié de la production totale canadienne (18 à 19 millions de tonnes métriques annuelles), on peut dire que l'exploitation par longwall est de loin la plus usitée.

Cette méthode s'est développée surtout à cause des conditions de gisement : 1) le pendage assez fort dans certains cas; 2) le caractère grisouteux

de certaines couches, ce qui nécessite une ventilation efficace; 3) l'extension du gisement sous la mer, principalement dans le bassin de Sidney en Nouvelle-Ecosse. L'exploitation sous-marine n'est généralement entreprise que sous une couverture d'environ 200 m et, à partir de 300 m de couverture, seule l'exploitation par longwall permet une récupération totale du gisement. L'exploitation est actuellement limitée à 1 200 m de profondeur, limite atteinte dans le Cumberland canadien.

Depuis 1940, les travaux avançant sous la mer, l'exploitation par longwall se généralise de plus en plus et le cycle habituel comporte le havage,

le minage et le chargement en convoyeur soit manuel soit mécanique par divers moyens (*Joy Loader 8 BU* par exemple en couche de 1,5 m et avec un pendage de 12 1/2°).

En vue d'améliorer le rendement, on a envisagé depuis 1948 la mécanisation de l'abattage. La compagnie la plus importante, the *Dominion Steel and Coal Corporation* dont la production journalière atteint 27 000 tonnes, a poursuivi l'étude du continuus miner de *Joy* et l'a modifié pour réaliser le « *Dosco miner* » mieux adapté aux conditions du longwall. Cet essai sera également décrit dans cet exposé.

ESSAIS ACTUELS DE LONGWALL.

A. — LE SAMSON STRIPPER.

1. — Introduction.

Cet essai d'exploitation avec *Samson Stripper* présente la particularité d'avoir été réalisé dans une exploitation longwall, menée avec foudroyage intégral et havage préliminaire.

2. — Conditions d'essai.

Le rabot *Samson* a été introduit en octobre 1951 dans la mine *Lancashire n° 15* de la Société

« *Barnes et Tucker Co* » en Pennsylvanie centrale. Les essais ont eu lieu dans la couche « *Kittaning inférieure* » ou couche « *B* » dont l'ouverture est voisine de 1 mètre. La couche est constituée d'un sillon de charbon tendre au centre et de deux sillons plus durs au contact du toit et du mur. De plus, le sillon supérieur colle à un faux toit schisteux de 18 à 20 cm d'épaisseur, le mur est moyennement dur, le toit comprend un banc de 6 mètres de schistes noirs, surmonté lui-même d'autres bancs plus minces de schistes, de psammites et de grès. Le chantier est situé à 160 mètres de profondeur.

Le clivage principal — assez peu marqué toutefois — est incliné à 45° par rapport à la direction choisie du front et fait un angle de 78° avec l'horizontale.

L'inclinaison moyenne de la couche est quasi nulle, mais le mur ondule assez irrégulièrement pour donner des pentes et contre-pentes allant jusqu'à 9 ou 10°.

Cette mine extrait 3 000 t de charbon brut par jour avec un rendement total de 11 t/h poste. On exploite par chambres et piliers et le schéma général de l'exploitation consiste à découper le gisement en panneaux de 400 à 500 m de longueur et de 200 m de largeur. On trace deux chassages longitudinaux qui divisent le panneau en deux blocs égaux exploités l'un en avançant, l'autre en rabattant (fig. 1).

Un demi-panneau de 400 m sur 100 m fut affecté à l'essai d'exploitation par longue taille. On adopta la méthode rabattante pour éviter de maintenir les galeries après le passage de la taille; d'autre part, les galeries tracées d'avance pouvaient servir de niches de départ pour chacune des enlevures du rabot. Le front de taille n'avait que 81 m de longueur compte tenu de l'espace occupé par les chassages de pied et de tête.

Certains essais de longwall avaient été tentés précédemment dans cette couche, mais tous avaient échoué par suite d'éboulements survenus le long du front.

C'est pourquoi il parut indispensable de réaliser un foudroyage intégral et de constituer une charnière de foudroyage rigide au moyen de caissons métalliques en poutrelles *Grey* (fig. 2), surmontés de pièces de bois équarri, posées sur effondreurs

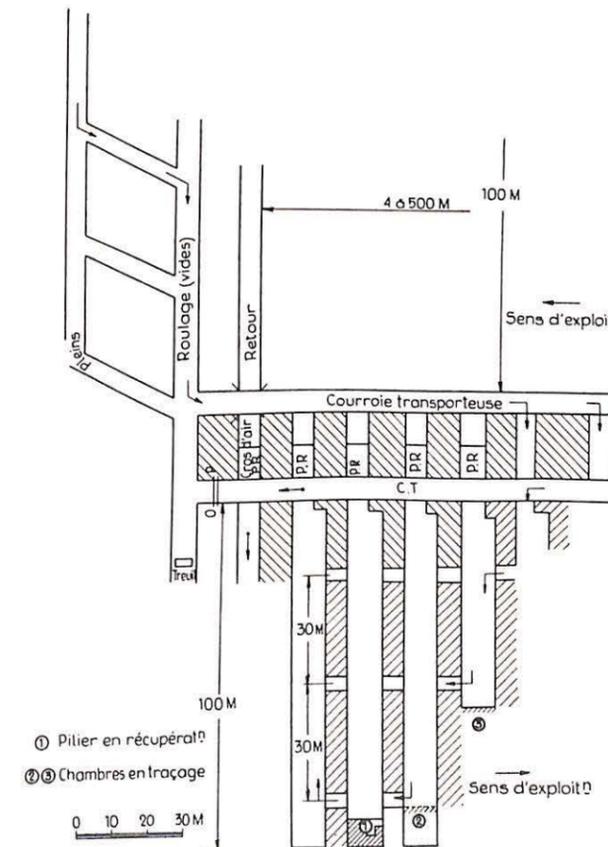


Fig. 1. — Schéma général du mode d'exploitation de la mine *Lancashire n° 15* à *Barnesboro* (Pennsylvanie).

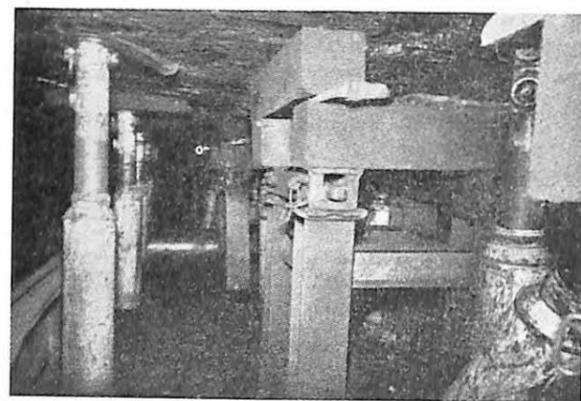


Fig. 2. — Réalisation de charnière de foudroyage à l'aide de piles-caissons.

métalliques du genre Meco. Le soutènement auxiliaire fut réalisé au moyen d'étauons hydrauliques Dowty.

Le caisson de la pile comportait une plaque d'assise carrée de $0,75 \times 0,75$ m et de 6 mm d'épaisseur, sur laquelle on avait soudé quatre montants verticaux constitués de fers I de $125 \text{ mm} \times 125 \text{ mm} \times 6$ mm, entretoisés horizontalement par des fers I.

Les pièces de bois initialement en chêne vert ($0,60 \text{ m} \times 0,15 \text{ m} \times 0,15 \text{ m}$) s'avèrent trop tendres et furent remplacées par des blocs d'érable séché au four, plus résistants à la compression.

La description détaillée du rabot automoteur « Samson » a été donnée dans les Annales des Mines de Belgique (1). Le modèle utilisé avait un encombrement général de $5,70 \text{ m} \times 0,80 \text{ m} \times 1,05 \text{ m}$, un moteur électrique de 30 HP (au lieu de 20 généralement) et une force de poussée hydraulique sur les têtes porte-couteaux de 59 t (fig. 3).

Le transport en taille était assuré par un convoyeur à raclettes à double chaîne ripé à l'aide de pousseurs pneumatiques à double effet.

(1) Voir Annales des Mines de Belgique nov. 1949 — L'exposition de Matériel Minier de Londres — Rapport d'Inchar, page 690 à 692.

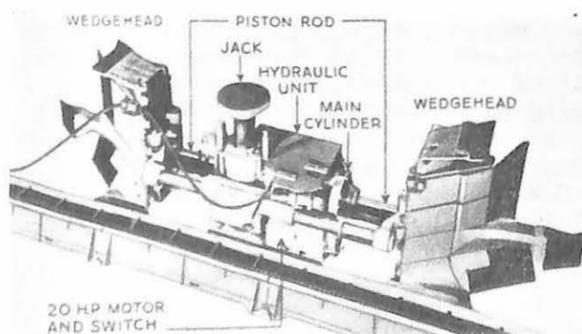


Fig. 3. — Le rabot Samson.

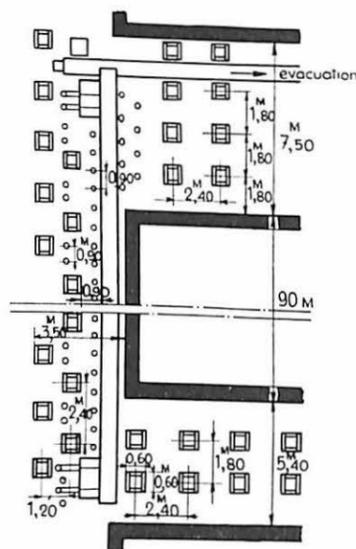


Fig. 4. — Contrôle du toit initial dans le premier chantier exploité avec rabot Samson.

3. — Schéma des essais et mise au point progressive.

Les essais débutèrent en octobre 1951; le contrôle du toit était réalisé par deux files de piles et deux rangées d'étauons Dowty placés comme l'indique la figure 4. La distance entre les files était de 1,20 m et la distance d'axe en axe entre piles, de 2,40 m.

On éprouva des difficultés d'abattage par suite de l'adhérence du charbon au toit et de la nature tendre de la partie médiane de la couche. On limita la largeur d'enlèvement à 0,40 m et, malgré cela, le rabot pénétrait dans la couche qui s'écrasait en place sans se disloquer.

On élargit le couteau « antenne » sans beaucoup de résultats; la production n'était que de 48 tonnes par passe.

On décida de haver la couche afin de faciliter le travail du rabot et, vu l'existence du faux-toit, on pratiqua la saignée à quelques centimètres en dessous en s'inspirant en cela de la pratique anglaise.

On adopta une haveuse à tourelle télescopique de la firme Mavor et Coulson (fig. 5).

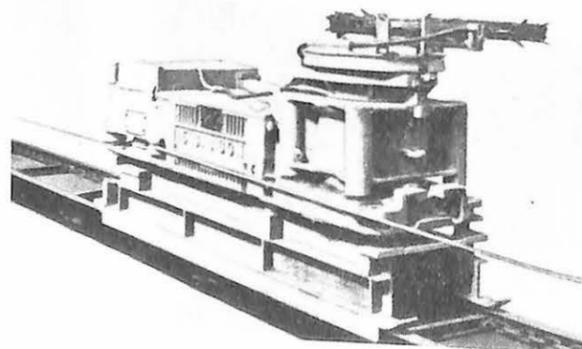


Fig. 5. — Vue de la haveuse Mavor and Coulson (type Samson) montée sur le convoyeur de chantier.

Les ondulations de la couche étaient très locales, mais parfois assez accusées (jusqu'à 9°) pour que le rabot ne puisse pas les franchir. Il fallut modifier l'assise des têtes porte-couteaux et, vu le faible jeu entre l'ouverture de la couche et la hauteur de la machine, on fut amené également à reprofiler les couteaux supérieurs. Quand la taille eut avancé de 20 mètres environ, on obtint un foudroyage normal, mais on éprouva certaines difficultés à déplacer la seconde rangée de piles côté remblai; cette méthode de soutènement augmentait inutilement la largeur du bas-toit découvert.

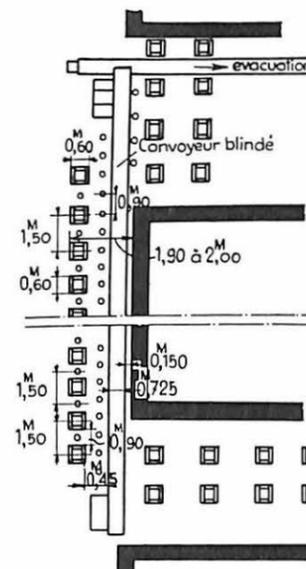


Fig. 6. — Schéma de la nouvelle architecture du soutènement adoptée en vue d'améliorer le contrôle du toit.

On adopta une nouvelle architecture de soutènement représentée comme l'indique la figure 6 :

- 1) à la ligne de cassage, une seule rangée de piles espacées de 1,50 m et entre elles un étauon Dowty;
- 2) entre les piles et le convoyeur, une file d'étauons espacés de 0,90 m;
- 3) après ripage du convoyeur, on pose une nouvelle file d'étauons à 0,75 m en avant de la première; cet écart correspond à la largeur de l'enlèvement.

Le foudroyage s'effectuait pendant le poste d'abattage, une pile ou deux de réserve permettant le placement des éléments de la file nouvelle avant effondrement de la pile correspondante côté remblai. L'enlèvement des étauons s'effectuait comme d'habitude. La largeur de l'atelier de travail variait entre 2,10 m et 3,25 m et le porte-à-faux ne dépassait jamais 1,80 m.

En février 1952, la haveuse fut mise en service et permit des enlèvements allant jusqu'à 0,75 m. La haveuse glissait sur le convoyeur et se halait sur un câble tendu tout le long du front, ce qui permettait un déplacement continu.

Pour des motifs de facilité de commande et de sécurité de manœuvre, un sens de havage —

« descendant » vers la galerie d'évacuation — fut adopté.

L'organisation du travail n'avait rien de cyclique. Les équipes des deux postes effectuaient une ou plusieurs fois le même ensemble d'opération : havage, abattage d'une passe, ripage, foudroyage et boisage derrière le convoyeur après ripage.

Ainsi par exemple, lors de la visite du chantier, la situation de la taille au début du poste est la suivante :

- le charbon est déjà enlevé dans la moitié supérieure de la taille et le convoyeur ripé; la taille entière est havée, le déplacement des piles est en cours;
- pendant les deux premières heures, l'abattage a lieu en descendant dans la moitié inférieure de la taille avec ripage et foudroyage à 30 m derrière le rabot; on effectue ensuite le ripage du rabot dans la voie de base;
- à mi-poste, on have la moitié inférieure de la taille, le rabot opère en montant et on ripe les trente premiers mètres, on termine le foudroyage de la passe descendante. L'effondrement d'une pile, son ripage et sa mise en place s'effectuent en 10 minutes par une équipe de deux hommes (40 piles/poste, soit 60 m de front);
- pendant la seconde partie du poste, on have des passes successives de 10 à 15 m dans lesquelles on pratique immédiatement l'abattage, le ripage et le foudroyage. Ce havage discontinu dans la dernière partie du poste était voulu afin de réduire au minimum la partie du toit en porte-à-faux dans le cas d'un arrêt éventuel de l'abatteuse.

L'équipe était formée de onze hommes et comprenait :

- un porion de chantier, un surveillant;
- un machiniste de rabot et un aide;
- un haveur;
- deux équipes de foudroyage de deux hommes;
- un machiniste de convoyeur;
- un ripeur de convoyeur.

En un poste, l'équipe prenait une enlèvement de $0,70 \text{ m}$ à $0,75 \text{ m}$ d'épaisseur sur la longueur de la taille, puis une seconde enlèvement sur une demi-longueur de taille, ce qui donnait une production moyenne de 130 tonnes/poste, soit 12 t/homme-poste. Au poste d'après-midi, une équipe identique reprenait le travail de l'équipe du matin; enfin, au poste de nuit, un mécanicien assurait l'entretien du matériel.

4. — Résultats globaux.

Du 1^{er} au 24 juillet 1952, en douze jours de travail (24 postes d'abattage) 28,5 m d'avancement ont été réalisés, soit 2,40 m/jour.

Le graphique de la figure 7 montre la progression du rendement depuis octobre 1951 jusqu'à septembre 1952.

En neuf mois, le rendement est passé de 4,6 t à 14,4 t/homme-poste. Ce rendement est comparable

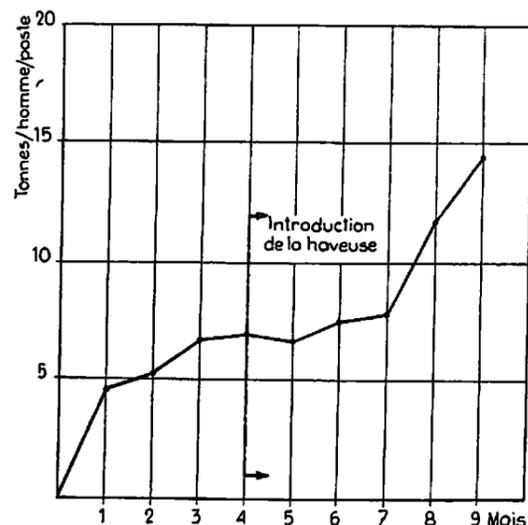


Fig. 7. — Graphique de l'évolution du rendement au chantier dans les neuf premiers mois de l'essai avec le rabot Samson.

à ceux obtenus dans la même couche par traçage sans défilage complet; la granulométrie des produits était satisfaisante et comportait 50 p. c. de produits plus grands que 12,5 mm au lieu de 29 p. c. dans un quartier avec abattage continu, équipé d'une machine adaptée au travail des chambres et piliers.

5. — Améliorations possibles.

La modification, qui peut encore fortement améliorer les résultats, est l'augmentation de la longueur du front; en effet, le ripage du rabot aux extrémités de la taille prend 45 minutes. En allongeant le front, ces temps morts sont les mêmes, mais se répètent moins fréquemment; on envisageait de prendre un panneau de 160 m.

6. — Enseignements à tirer de cet essai.

Le travail dans ce longwall n'est pas cyclique. Le personnel à chaque poste est constitué d'une petite équipe homogène effectuant une tâche « banalisée » où presque tous les travaux lourds sont mécanisés.

Le foudroyage intégral sur piles caissons et le soutènement de l'atelier de travail avec des étançons Dowty ont prouvé leur efficacité et ont résolu d'une manière élégante le problème du contrôle du toit. Si, en taille, le problème est presque identique à celui qui se pose en Europe, par contre, le creusement et le soutènement des galeries sont grandement facilités dans les gisements à faible profondeur. Les traçages sont effectués dans la couche sans bossement: l'exploitation rabattante est possible sans entretien et les galeries servent de niches de départ pour le rabot.

Le comportement du toit et les pressions de terrain.

Au cours de cet essai, le Bureau of Mines a entrepris des recherches sur la convergence des

épontes, la mesure des déplacements des bancs du toit et le comportement des terrains dans une exploitation par longue taille rabattante.

Avant toute exploitation, les expérimentateurs ont établi des stations de mesures de convergence avec tubes enregistreur télescopiques dans les galeries de chasse. Des sondages de 7 à 15 m de hauteur ont été forés dans le toit des chassages afin d'avoir une coupe complète des terrains du toit et d'observer les décollements de bancs et la fracturation des roches au moyen d'un stratascopie.

Les premières conclusions de ce travail sont :

1) Mesures de convergence :

a) en avant du front : le rapprochement des épontes commence à une distance d'autant plus grande du front que l'aire foudroyée augmente, mais cette distance se stabilise quand la taille a progressé de 25 m à partir de la ligne de départ. Les décollements de bancs sont visibles à 30 m en avant du front et s'accroissent fortement lorsque le front arrive à 10 m; on observe de faibles déplacements horizontaux avec maximum à 6 m du front;

b) dans l'atelier de travail : la convergence est régulière, mais augmente brusquement au passage de la haveuse. Elle n'est pas influencée par le rabot, mais elle est maximum pendant le déplacement des piles. On a observé une convergence de 7,5 cm lors du déplacement de piles situées à 3,6 m du point d'observation.

2) Mesures du coulisement des étançons et des charges qu'ils supportent. Jusqu'à 20 tonnes, on ne constate qu'un raccourcissement de 2 à 3 mm qui correspond à la mise en tension élastique des différentes pièces de l'étauçon. Quand la charge atteint 20 tonnes, l'étauçon coulisse; au cours d'un poste on a parfois observé un coulisement de 35 mm. La charge sur les étançons augmente au passage de la haveuse ainsi qu'au déplacement des piles (1,5 t pour des piles situées à 6 m).

Outre l'intérêt scientifique qu'elles présentent, ces mesures ont eu plusieurs conséquences pratiques :

- 1) le remplacement des deux rangées de piles par une seule;
- 2) la limitation au minimum possible de la partie havée en avant du rabot comme suite à l'influence néfaste du havage sur le comportement du toit;
- 3) l'examen des décollements des strates dans les chassages a permis de constater la nécessité de renforcer le soutènement par des piles en avant du front.

B. — LE RABOT RAPIDE WESTFALIA.

I. — Essai à la mine Stotesbury.

1. — Introduction.

Le Schnellhobel Westfalia a été mis en service en novembre 1951 à la mine Stotesbury n° 11 de la

Eastern Gas and Fuel Associates, située à Helen dans le sud de la Virginie occidentale.

L'essai faisait suite à un accord conclu entre le Bureau of Mines, la firme Mining Progress Inc., importatrice du matériel Westfalia, et la Eastern Gas and Fuel Associates. Ces derniers fournissaient le chantier, le personnel et le matériel nécessaire aux essais autre que le rabot, tandis que le Bureau of Mines recevait en prêt le rabot dont il assurait le transport d'Allemagne aux Etats-Unis et éventuellement le retour à la firme Westfalia.

2. — Conditions de l'essai.

Les essais ont eu lieu dans la couche Pocahontas n° 4 de 75 à 90 cm d'ouverture, constituée de charbon friable et assez propre. Dans cette partie du gisement, le pendage moyen est nul. Le toit est formé d'un banc mince de schiste tendre, surmonté d'abord d'un banc de schiste dur de 75 cm, puis d'un banc de grès de 1 m et enfin d'un ensemble plus puissant de schistes gréseux. Le mur est dur. L'exploitation a lieu à faible profondeur et les terrains de recouvrement comprennent 30 à 90 m de grès, de schistes et d'argiles.

Le panneau choisi avait 525 m de longueur et 100 m de largeur. Pour garder le système général d'exploitation habituel, on adopta la méthode rabattante. A cet effet, on creusa à l'entrée et au retour d'air, deux séries de trois chassages parallèles jusqu'à la limite du panneau et on les réunit par une communication qui sert de montage de départ pour la taille (fig. 8).

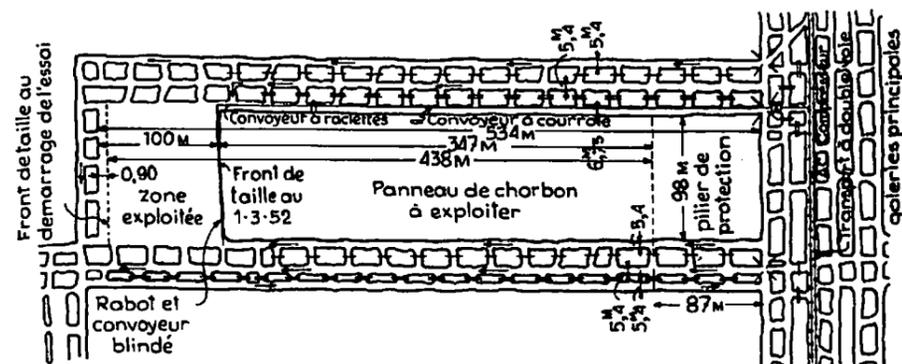


Fig. 8. — Vue en plan du premier panneau exploité avec un Schnellhobel Westfalia à la mine Stotesbury n° 11 (Virginie occidentale).

Pour protéger les galeries du roulage principal, on conserva un stot de 90 mètres, ce qui réduisit la longueur du panneau à exploiter à 435 mètres.

Toutes les galeries furent creusées à 5,40 m de largeur en veine uniquement, sauf la galerie destinée à l'évacuation du charbon; celle-ci, équipée d'un convoyeur à courroie, fut creusée à 6,75 m et bosseée au mur de façon à disposer d'une ouverture totale de 1,25 m. Le toit de cette galerie fut renforcé pendant le creusement par des boulons de 0,60 m de longueur espacés de 1,20 m.

Le matériel Westfalia utilisé est bien connu (2). Le convoyeur blindé à raclettes est actionné par deux moteurs électriques de 40 kW; les pousseurs pneumatiques sont distants de 6 m. On notera seulement la particularité suivante : l'équipement électrique fonctionnant sous 50 périodes, un alternateur de 350 kVA, placé dans la galerie principale d'entrée et entraîné par un moteur de 200 CV sous 2 300 volts et 60 périodes, fournit le courant à la fréquence adéquate et à la tension de 500 V.

La hauteur de coupe du rabot, initialement de 500 mm, a été portée à 640 mm au cours des essais.

3. — Déroulement des essais.

La solution donnée au problème du contrôle du toit présente un certain intérêt. Pour assurer la sécurité de l'arrière-taille, on adopta d'emblée le foudroyage. Pour le soutènement de l'atelier de travail, on utilisa des étançons isodynamiques Uerdinger (3) et des bèles articulées GHH de 1 m de longueur modèle ZG. L'architecture du soutènement comportait tout d'abord cinq files d'étançons parallèles au front, distantes de 0,50 m. Dans ces files, les étançons étaient placés en quinconce par rapport à ceux des rangées voisines. L'écart entre files perpendiculaires au front était de 75 cm (fig. 9).

Au démarrage de la taille, après 15 m d'avancement, il fut nécessaire d'amorcer le foudroyage en forant une série de mines dans le bas-toit.

Après deux mois de travail correspondant à un avancement de 70 m, on constata des suintements d'eau dans le toit du chantier. Les étançons péné-

(2) Pour la description du rabot, voir Annales des Mines de Belgique, juillet 1950. Le matériel minier à la Foire de Liège 1950, pages 389-390.

(3) Pour la description voir Annales des Mines de Belgique, juillet 1950, pages 379-380 et numéro spécial de février 1951, pages 62-65.

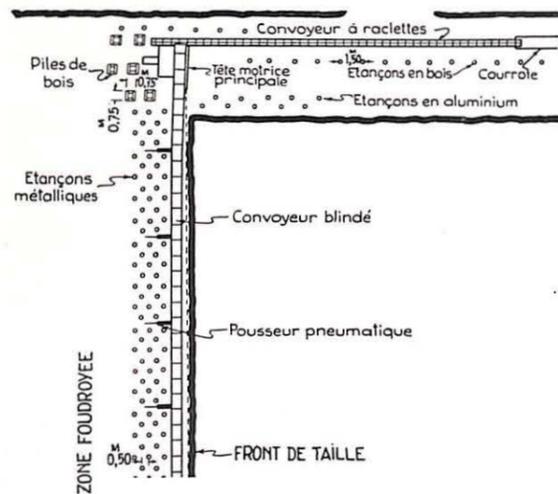


Fig. 9. — Architecture initiale du soutènement à la mine n° 11.

traient profondément dans le mur (jusqu'à 30 cm) et leur reprise causait de sérieuses difficultés. La sécurité de la taille paraissant insuffisante dans la partie humide, on décida d'intercaler entre les étançons 20 piles de bois espacées de 3 mètres.

L'abandon de certaines d'entre elles provoqua une surcharge du toit et un éboulement important sur le convoyeur. Dans la suite, la reprise des étançons enfoncés dans le mur humide resta très difficile. A 55 mètres en avant de l'endroit où les piles avaient été abandonnées, on observa une charge excessive sur le front due vraisemblablement à un coup de charge du haut toit. On disposa alors le long du front une file continue de piles espacées de 3 m d'axe en axe, tandis que le nombre de rangées d'étançons était ramené à quatre (fig. 10) et que, dans chaque rangée, un étançon sur quatre était supprimé.

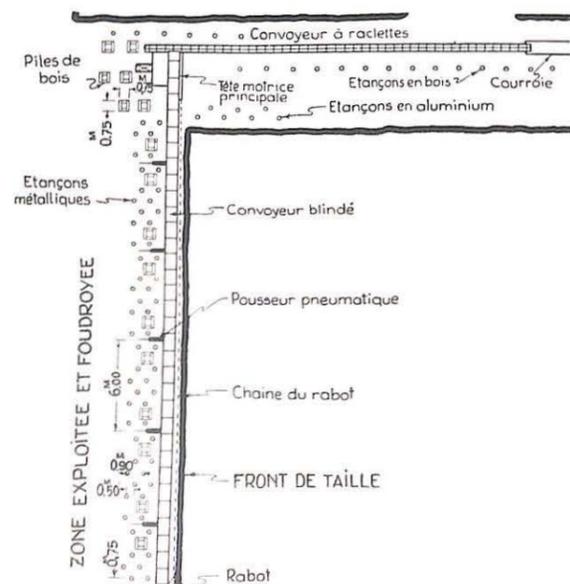


Fig. 10. — Schéma du soutènement modifié.

L'amélioration fut nette et se marqua, non seulement dans le contrôle du toit et dans les facilités accrues de travail du rabot, mais surtout dans la facilité de reprise des étançons.

A peu près à ce moment, c'est-à-dire quand la taille avait rabattu de 120 mètres, on observa des cassures à la surface, au-dessus de la zone exploitée, mais on ne constata aucune surcharge sur les piliers de charbon protégeant les galeries d'accès. Ceci indiquait donc que le haut-toit s'était cassé au droit des files de piliers de charbon bordant les galeries. Les plans de cassure étaient exactement situés aux limites de la zone exploitée.

La protection des têtes motrices dans les chassages était également assurée par piles de bois et étançons métalliques. A l'approche de la taille, le soutènement de la galerie était renforcé par des étançons en bois; l'essai effectué avec des étançons en aluminium a dû être abandonné.

4. — Résultats obtenus.

De novembre 1951 à la mi-avril 1952 et en 93 postes actifs (à raison d'un poste d'abatage par jour), l'avancement total correspondant au déhouillement du premier panneau fut de 432 m et la production totale de 51 450 tonnes nettes.

Le rendement moyen était de 17,1 t/homme-poste. La totalité des opérations (à l'exception de l'entretien et de certains travaux accessoires) s'effectuait au cours du poste d'abatage.

Pour quinze jours de travail consécutifs au cours desquels on a réalisé la meilleure production, on a obtenu une production journalière moyenne de 694 tonnes et un rendement moyen de 18,4 t/homme-poste. Le personnel occupé journalièrement dans le chantier comprenait 37,8 hommes se décomposant comme suit :

- 1^{er} poste :
- 2 porions;
 - 1 machiniste;
 - 1,7 déplaceur de piles;
 - 23,3 foudroyeurs d'étançons;
 - 5,3 nettoyeurs et préposés au ripage des têtes motrices;
- 2^e poste :
- 4 ouvriers d'entretien;
 - 0,5 divers.

La production maximum atteinte au cours d'un poste fut de 800 tonnes. Ces rendements ne comprennent cependant pas les ajusteurs occupés de temps à autre au déplacement de la station de retour du convoyeur placé dans le chassage.

D'autre part, en tenant compte des travaux de traçages, la production totale du quartier fut de 68 250 tonnes et le rendement par homme-poste de 12,3 tonnes. Avec les procédés habituels d'exploitation, la moyenne correspondante du siège était de 10,3 tonnes.

Ainsi donc, la méthode d'exploitation par longue taille paraît d'application en charbon tendre et peut donner un rendement comparable aux autres méthodes. La granulométrie dont l'importance n'est pas prépondérante pour ce charbon

métallurgique est cependant meilleure qu'à l'abatage au moyen d'explosif dans les mêmes conditions.

La comparaison du taux de récupération de gisement n'est pas tellement favorable au longwall puisque, dans l'essai considéré, on a récupéré 83,3 p. c. du gisement, alors que le « room and pillar » donne dans cette couche et à la même mine 78,1 p. c. de récupération. Cette faible différence s'explique du fait que :

- 1) les piliers du « room and pillar » sont extrêmement minces dans cette couche : 3 m entre deux chambres de 10 m de largeur;
- 2) dans ce longwall expérimental, les piliers entre les chassages ont été laissés intacts par mesure de sécurité.

Il apparaît que l'on peut réduire l'influence de ce dernier facteur en augmentant la longueur du front et en diminuant la largeur des piliers entre les chassages, sans diminuer la sécurité.

Cette façon de procéder, apte à mettre même en évidence le principal avantage du longwall,

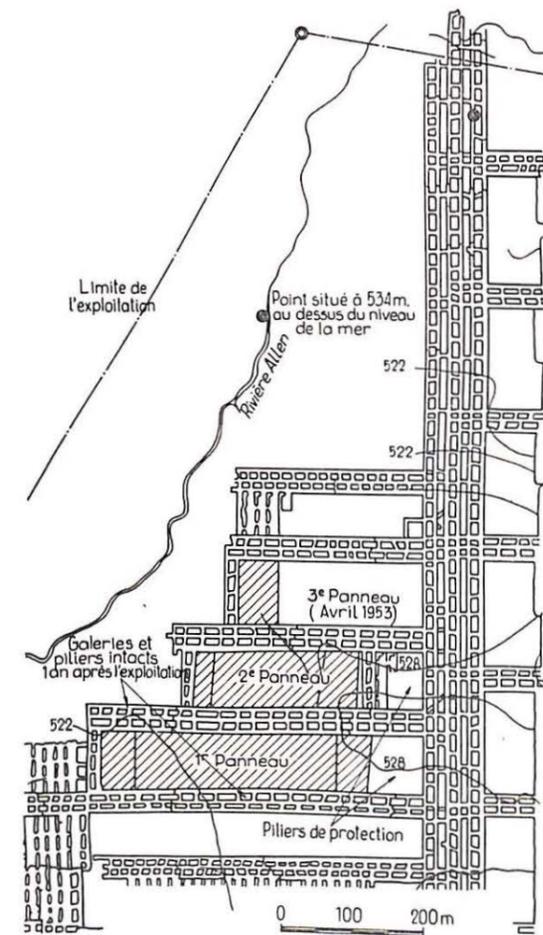


Fig. 11. — Schéma d'ensemble des trois panneaux exploités à la mine Stotesbury depuis 1951.

(Les courbes de niveau sont cotées par rapport au niveau de la mer pris comme référence et permettent de se rendre compte de l'épaisseur de la couverture — moins de 50 m — dans cette partie du gisement).

devait être essayée dans d'autres installations. Depuis lors, trois panneaux ont été exploités par rabot dans la même mine (fig. 11).

II. — Essai à la mine Heilwood.

1. — Introduction.

Une seconde installation de rabot rapide Westfalia a été mise en service en janvier 1953 à la mine Heilwood située en Pennsylvanie centrale. Les essais ont lieu dans la couche D ou « Lower Freeport » de 1,05 m d'ouverture, constituée d'un charbon moyennement dur.

L'entrée dans la mine a lieu par une galerie à flanc de coteau et le chantier est situé à environ 5 km de l'orifice. A cet endroit, les terrains de couverture ont 125 mètres d'épaisseur et sont constitués de grès et schistes houillers. L'inclinaison de la couche est très faible; elle n'est que de 5 à 6 p. c. vers le nord. Le toit est constitué de bancs de schiste psammitique qui se foudroyent bien, le mur schisteux est plutôt tendre et humide.

2. — Plan général du chantier.

Comme suite à l'expérience acquise dans l'essai précédent et pour mieux profiter des avantages du longwall, il avait été décidé de prendre un front de taille de 135 mètres de longueur. Les travaux préparatoires avaient été entamés dans ce sens, mais la réglementation régionale interdisant d'exploiter des chantiers de plus de 100 mètres, on fut obligé de recommencer les traçages de façon à ramener le panneau à la largeur réglementaire (fig. 12).

Les travaux préparatoires consistent en deux faisceaux de trois galeries parallèles dont la voie centrale a 4 mètres de largeur et les voies latérales 6 mètres.

Ces voies sont séparées par des piliers de charbon de 20 mètres d'épaisseur, recoupés tous les 30 mètres par une galerie de communication. Les traçages sont poussés à 100 mètres en avant du front de taille.

Le panneau à exploiter est compris entre les galeries intérieures des deux faisceaux et le front utile a exactement 90 mètres de longueur. Seules, les voies médianes de chacun des faisceaux sont bossyées dans le mur sur une épaisseur de 0,50 m. Une de ces voies médianes sert à l'évacuation des produits et est équipée d'un convoyeur à courroie, tandis que l'autre sert de retour d'air. La taille est chassante.

Le transport depuis le pied de la taille jusqu'au convoyeur à courroie est assuré par deux chaînes à raclettes. Les voies intérieures des deux faisceaux sont abandonnées au fur et à mesure de la progression de la taille.

La tête motrice et la poulie de renvoi du convoyeur blindé sont disposées entièrement dans le gabarit des galeries tracées, ce qui permet de raboter tout le front utile et ne nécessite le creusement d'aucune niche (fig. 13).

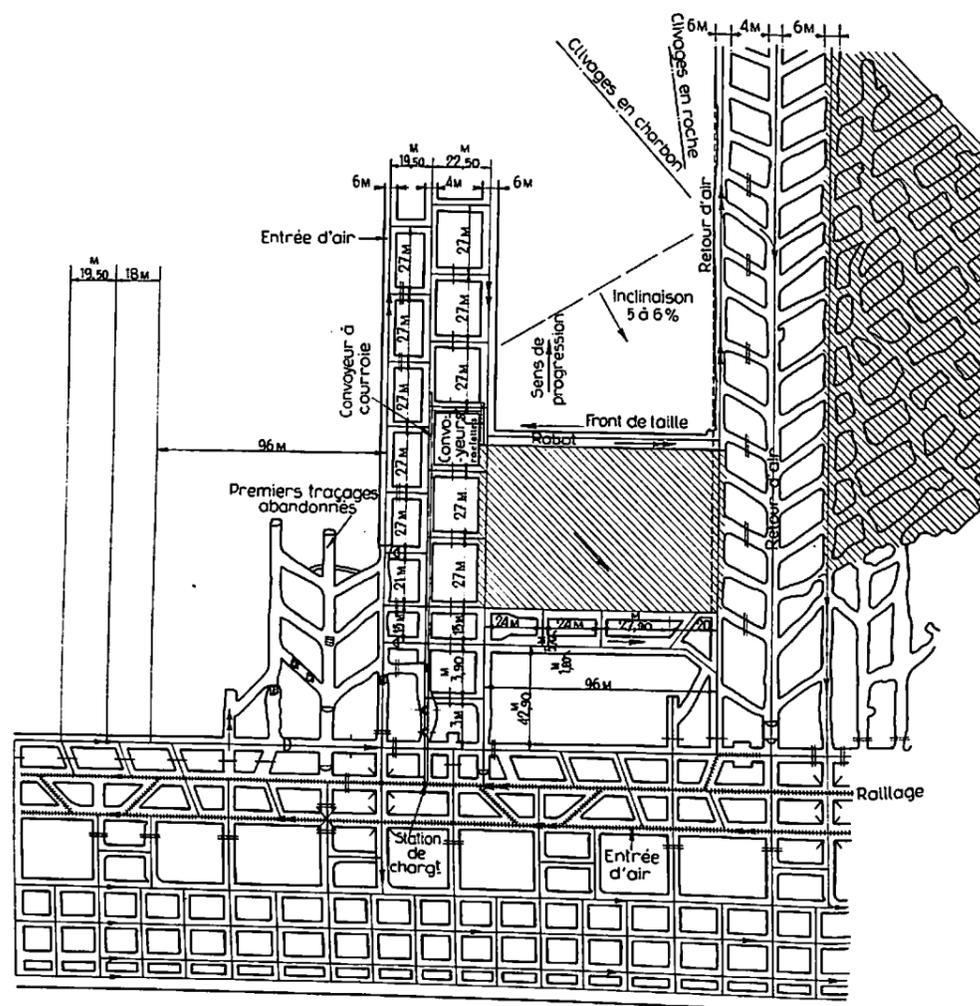


Fig. 12. — Plan du quartier où les essais de rabot rapide sont en cours à la mine Heilwood (Pennsylvanie).

Le contrôle du toit en taille est assuré par :

- des étaçons métalliques Uerdinger;
- des bèles articulées GHH de 1 m de longueur;
- des piles de bois équarris montées sur effondreurs (0,75 × 0,75).

La distance entre deux files de bèles est de 0,75 m et les étaçons sont disposés en quinconce dans deux files voisines (voir vue en plan). Les

piles sont disposées à 3 m d'axe en axe (fig. 13). Le convoyeur est ripé au moyen de cylindres pousseurs à air comprimé avec béquille de calage. A cet effet, on a installé un petit compresseur non loin du point de chargement du charbon en wagons.

Le chantier est attelé à un seul poste d'abattage et la production moyenne est d'environ 400 tonnes nettes, mais elle varie entre 250 et 500 tonnes.

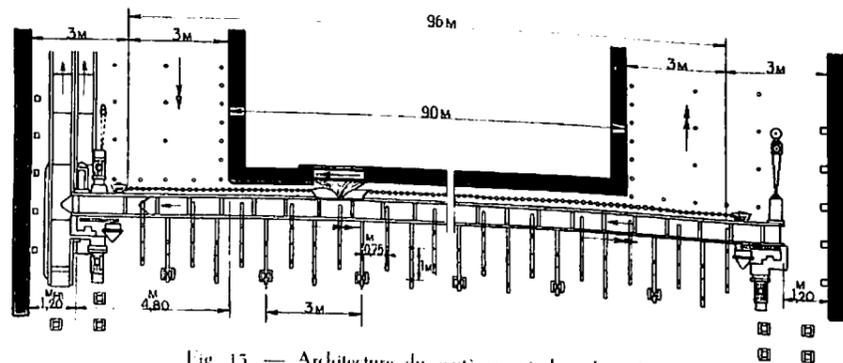


Fig. 13. — Architecture du soutènement dans la taille.

L'avancement journalier moyen est de 3,25 m environ. Le sillon supérieur adhère au toit et reste en porte-à-faux au-dessus du convoyeur blindé. Pour l'abattre, on utilise le marteau-piqueur et l'explosif.

Deux hommes parcourent le front de taille et forent des mines de 2 m à 2,50 m de longueur, principalement aux endroits où le porte-à-faux est le plus grand. Le trou est foré jusqu'à 1 m et même 1,50 m dans le massif au-delà du porte-à-faux. Le coup de mine désagrège le charbon en place et facilite la chute du bloc lors du sous-cavement ultérieur. Après le tir d'une mine à un endroit déterminé, le marteau-piqueur suffit pendant un certain temps.

En vue de provoquer la chute régulière du sillon supérieur de charbon, on a monté, sur la tête du soc du rabot, une roulette posée de chant qui creuse à chaque enlevure une rainure parallèle au front. Ce dispositif facilite sans aucun doute la chute du charbon, mais ne l'assure cependant pas d'une façon certaine.

Le contrôle du toit est bon. Le toit tombe régulièrement derrière les piles, sauf cependant au centre de la taille où le porte-à-faux était de 5 à 6 mètres le jour de la visite.

Le personnel occupé dans ce chantier se répartit comme suit :

Poste du matin :

- 2 surveillants;
- 1 chargeur en wagons;
- 1 machiniste pour les deux convoyeurs à raclettes — il nettoie et entretient les deux installations;
- 1 opérateur } pour surveiller et le rabot
- 2 aides } et le convoyeur
- 1 ajusteur;
- 2 foreurs. Ces hommes forent et tirent les mines pour abattre le sillon supérieur. Le forage et le minage s'exécutent continuellement pendant l'abattage.

Le pilier de 20 mètres est amplement suffisant pour protéger la galerie de transport, car on n'y observe aucune manifestation de pression comme suite au passage de la taille.

17 hommes pour le contrôle du toit. Ces hommes posent et enlèvent les étaçons, avancent les piles et manœuvrent les cylindres pousseurs; ils sont répartis à raison d'un homme par 5,30 m de front (6 yards).

Total : 27 hommes.

Poste de l'après-midi :

- 1 surveillant;
- 1 ajusteur pour l'entretien du matériel;
- 3 hommes pour amener les matériaux nécessaires et évacuer éventuellement les pièces de soutènement défectueuses. Ils raccourcissent la chaîne à raclettes, forent et minent dans le toit quand c'est nécessaire.

Total : 5 hommes.

Personnel total 27 + 5 = 32 hommes dont 17, soit environ 50 p. c., sont uniquement occupés au contrôle du toit.

Rendement moyen du chantier 400/32 = 12,5 t.

La mine occupe au total 88 hommes au fond et le rendement moyen est de 10 tonnes. Les Américains estiment que le contrôle du toit exige un personnel beaucoup trop nombreux et que, pour le réduire, il faut arriver à faire progresser mécaniquement le soutènement.

Enfin, une troisième installation de rabot a été mise en marche en juin 1953 en Virginie occidentale.

Il faut noter que, dans tous ces chantiers, les piles de contrôle du toit ont été munies d'effondreur métallique, ce qui a diminué de beaucoup la convergence à la ligne de foudroyage.

C. — L'ABATTEUSE-CHARGEUSE. MECO-MOORE (Anderson Boyes).

1. — Conditions d'essai.

L'essai de « longwall » avec abattage et chargement mécaniques par A.B. Meco-Moore a été réalisé dans une mine de la « Johnstown Coal and Coke Company » située en West-Virginie.

Les essais ont débuté en avril 1952 dans une taille de 165 mètres de longueur qui devait rabattre sur 540 m. La couche « Sewell » avait une ouverture régulière comprise entre 0,95 et 1,05 m; le mur et le toit étaient constitués de bancs de grès durs.

L'organisation du travail prévoyait 4 postes de 6 heures, comprenant deux postes d'abattage. On estimait pouvoir atteindre un rendement de 25 t/homme-poste et supprimer les frais de forage et de minage qui représentaient 15 francs par tonne.

La Meco-Moore est bien connue et a été décrite en détail dans les Annales des Mines de Belgique (4). La machine prenait une enlevure de 1,65 m à une vitesse moyenne de 0,75 m/minute. Le transport en taille était assuré par deux convoyeurs à raclettes de 82,5 mètres de longueur déversant chacun à une extrémité de la taille.

2. — Enseignements à tirer de cet essai.

C'est aussi le problème du contrôle du toit qui mérite de retenir l'attention.

Dans cette application du longwall, le foudroyage intégral sur piles devait assurer la sécurité de l'arrière-taille. Les piles étaient constituées de blocs de bois dur équarri posés sur des effondreurs métalliques, ces derniers étant eux-mêmes soudés à une plaque d'assise métallique de 60 cm de côté pour diminuer la pression unitaire et faciliter le ripage. La file de piles était disposée à 1,80 m du front. L'écart entre pile était fixé à

(4) Voir Annales des Mines de Belgique mars 1949. La mécanisation de l'abattage et du chargement par les machines A.B. Meco-Moore. Quelques cas d'application aux tailles chassantes par Forrest Anderson, p. 181-195.

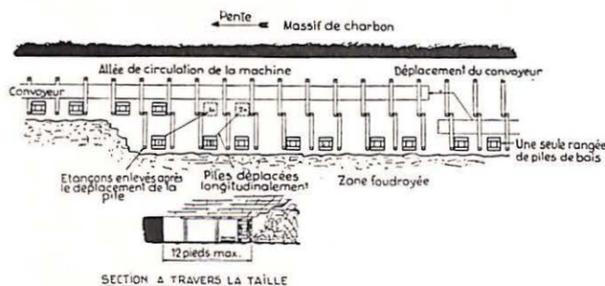


Fig. 14. — Utilisation de la Meco-Moore à la mine Crichton n° 4. (Virginie occidentale).

1,50 m. Entre les piles, on devait disposer un soutènement auxiliaire réalisé par des étaçons métalliques, simples poutres I de 100×125 mm de largeur à la base et munies à la partie supérieure d'un plat métallique auquel pouvait éventuellement se fixer une bête de bois (fig. 14).

En réalité, le nombre de piles disponibles fut inférieur aux prévisions et il fallut augmenter le nombre d'étaçons; la nature rigide de ceux-ci rendait leur comportement et leur déplacement difficiles.

Du 28 avril au 14 juin, le front avança de 20,7 m en 30 postes de travail effectif. Dans certains cas, après une havée, le foudroyage se poursuivit pendant 3 postes; de plus le retournement de la Meco-Moore nécessita parfois jusqu'à 6 heures de travail.

Le 14 juin, on décida d'introduire des étaçons coulissants mais, peu de temps après, la grève dans les industries métallurgiques entraîna l'arrêt du travail, puis d'autres difficultés empêchèrent sa reprise ultérieure.

De l'avis même du promoteur de l'essai, dirigeant de la Société, en supposant le contrôle du toit résolu, l'abattage d'une passe de 1,65 m nécessiterait de toute manière 6 heures, tandis que les temps morts entre chaque hève peuvent difficilement être réduits à moins de 3 heures.

L'échec du procédé, parfaitement adapté aux conditions de gisement américaines, est imputable, semble-t-il, au mauvais contrôle du toit.

Même dans les gisements peu profonds et où les conditions sont très favorables, le contrôle du toit est le problème essentiel pour les exploitations par longues tailles.

D. — LE MINEUR CONTINU DOSCO.

1. — Introduction.

Les essais précédents ont été réalisés avec des machines mises au point et utilisées dans les mines d'Europe Occidentale.

Par contre, l'abatteuse-chargeuse Dosco a été conçue et mise au point en Nouvelle-Ecosse (Canada) par les techniciens de la « Dominion Steel and Coal Corporation ».

C'est une adaptation d'une machine d'abattage américaine, à des conditions assez proches de celles qu'on trouve en Europe. En effet, la pro-

fondeur peut atteindre 750 m et le pendage 30°.

L'exploitation devait pouvoir être avancée ou rabattante. On préconisait pour le contrôle du toit les méthodes habituellement en usage dans ces charbonnages depuis vingt ans : épis de remblai de 3 m de largeur distants de 12 à 15 m et files de piles en bois équarri sur effondreurs métalliques.

2. — Problèmes particuliers posés par l'étude de cette abatteuse-chargeuse.

Les conditions locales de toit et la nature tendre du mur permettaient difficilement l'adoption d'une machine européenne courante, peu concevable sans soutènement métallique articulé.

La machine devait répondre aux conditions suivantes :

- 1) avoir une tête d'abattage suffisamment large pour permettre l'abattage de 500 t/poste en longwall : dans les ouvertures et les longueurs de chantier les plus courantes dans ce gisement, cela signifie une brèche de 1,35 m de largeur;
- 2) pouvoir être tournée en tête et au pied de la taille et creuser le marquage de départ. Ce travail préliminaire et l'abattage de la brèche sur toute la longueur du front ne devaient pas prendre plus d'un poste;
- 3) permettre l'utilisation du soutènement standard de la Société dans les conditions de pendage citées plus haut et limiter le découvert du toit au minimum;
- 4) être munie d'un appareillage électrique approuvé.

3. — Développements successifs du Dosco.

a) Dosco type I.

En 1947, l'équipe technique de la Société eut son attention attirée par une machine d'abattage continu en service dans une mine du Colorado, le « Silver Continuous Miner ».

En collaboration avec la firme Joy qui avait repris la licence de fabrication de ce prototype pour l'exploitation par « room and pillar » et qui en tira le « Joy Continuous Miner » bien connu, une filiale de la Dominion Steel and Coal, la Trenton Industries, entreprit l'adaptation au longwall de cette abatteuse-chargeuse (fig. 15).

En mars 1949, le Dosco type I était prêt aux essais: il conservait le principe du « Silver Miner ». La tête d'abattage était constituée de chaînes de havage placées côte à côte dans des plans verticaux parallèles. Le charbon arraché au massif était ramené vers l'arrière par les chaînes. La tête d'abattage avait 1,35 m de largeur, elle pénétrait de 0,45 m dans la couche au niveau du mur, se relevait jusqu'au toit (maximum 2,10 m) en arrachant le charbon, puis était ramenée vers l'arrière. Le châssis monté sur chenilles de 0,25 m de largeur avançait alors de 0,45 m. La longueur de la machine était de 5,40 m: la largeur hors-tout était limitée par celle de la tête d'abattage, sauf pour

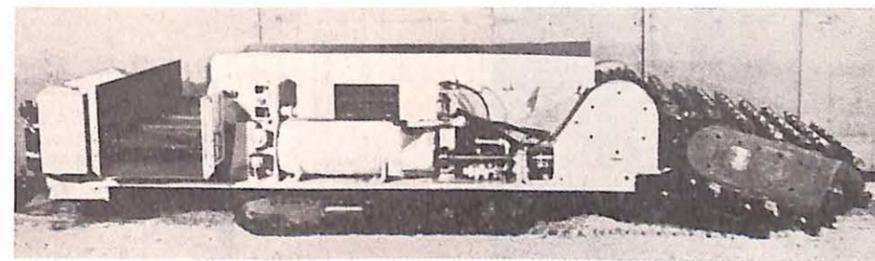


Fig. 15. — L'abatteur Dosco, type I.

un petit convoyeur transversal qui déversait le charbon sur le convoyeur de taille. Ce dernier était disposé dans une allée parallèle au front et la hauteur de la machine avait été fixée à 1 m pour en permettre facilement l'emploi dans les couches de 1,30 m d'ouverture.

Deux moteurs électriques de 75 HP commandaient les têtes d'abattage; un troisième de 30 HP actionnait les convoyeurs et une pompe hydraulique alimentait le dispositif de manœuvre de la tête d'abattage et des chenilles.

Dans ce prototype, presque toute la superstructure de la machine (moteur, convoyeur, etc.) accompagnait le mouvement de la tête d'abattage.

Les essais révélèrent de nombreuses imperfections :

- 1) la tête d'abattage faisait trop de menu et donnait lieu à des chutes latérales de charbon entre le bâti de la machine et le front;
- 2) la stabilité et l'équilibrage de la machine étaient difficiles à obtenir par suite de l'avancement du centre de gravité à chaque saignée d'abattage;
- 3) la machine se déplaçait difficilement quand il y avait de la pente;
- 4) l'encombrement du convoyeur transversal nécessitait l'enlèvement du soutènement au passage de la machine.

Ce prototype a cependant abattu 36 000 tonnes de charbon dans une taille de 150 m de longueur, dans une couche de 1,8 m d'ouverture, inclinée à 18°.

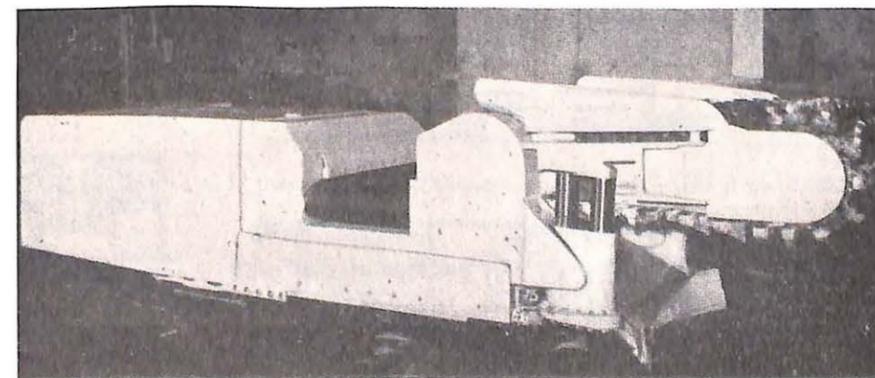


Fig. 16. — L'abatteur Dosco, type II.

b) Dosco type II (fig. 16).

Modifications apportées au type initial :

- 1) la tête d'abattage a été radicalement modifiée (fig. 17) en vue de réaliser son élargissement de l'arrière vers l'avant et d'assurer aussi une meilleure évacuation par centrage du flux de charbon. La nouvelle tête comprend sept chaînes qui occupent à l'arrière une largeur totale de 0,95 m. Les trajectoires de ces chaînes s'écartent progressivement vers l'avant pour porter la largeur coupée à 1,45 m. A cet effet, il a fallu utiliser des chaînes à joint sphérique (articulation à genouillère) et, pour conserver toujours une même position relative des maillons malgré le déploiement des chaînes, on leur a donné des pas différents. Les pas des chaînes augmentent du centre vers les extrémités. L'ensemble des chaînes porte 536 pics et ceux-ci sont arrangés de façon à laisser à l'avant des espaces de 5 cm entre les saignées. Les pics ont un angle de coupe de 20° vers l'avant (fig. 18) et sont garnis de plaquettes de carbure de tungstène. Deux haussettes latérales réduisent les chutes de charbon.
- 2) La maniabilité et l'équilibrage de la machine ont été améliorés. A cet effet, on a disposé le convoyeur transversal immédiatement derrière la tête d'abattage, ce qui a permis de supprimer le long convoyeur à raquettes qui reliait la tête d'abattage à l'arrière de la machine (fig. 19).

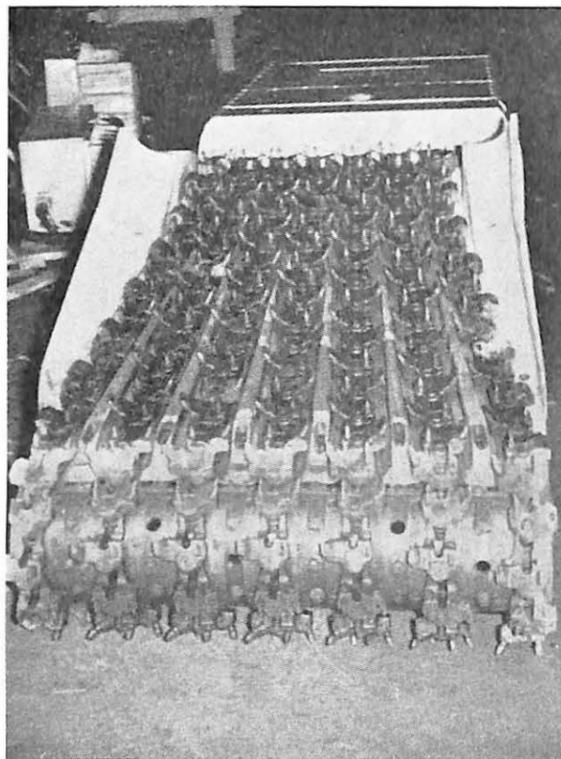
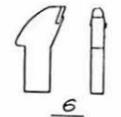


Fig. 17. — Vue de la tête d'abatage du Dosco modifié (type II).

Le convoyeur transversal est maintenant équipé d'une courroie au lieu d'une chaîne à raquettes. Il ne déborde plus du gabarit de la machine. La vitesse de la bande peut atteindre 90 m/minute, ce qui permet un chargement correct du convoyeur principal malgré des écarts variables.

Dans la nouvelle machine, la partie mobile ne comporte plus que la tête d'abatage et le convoyeur transversal, le moteur et les dispositifs de contrôle restent solidaires du châssis. Cette disposition a posé un problème de commande, car à chaque saignée les chaînes se séparent des mo-



AUSTIN HOY
CARBOLOY TIP
20° FWD RAKE

Fig. 18. — Profil des pics de la tête d'abatage du type II.

teurs; cette difficulté a été résolue par l'emploi d'arbres télescopiques.

Les chenilles ont maintenant 0,35 m de largeur et sont de plus indépendantes, ce qui donne à la machine un rayon de braquage égal à sa longueur qui a été ramenée à 4,95 m.

L'avant et l'arrière de la machine ont été pourvus de pousseurs hydrauliques indépendants permettant de donner au châssis une inclinaison variable suivant l'allure du mur.

Les commandes sont concentrées à l'arrière de la machine pour maintenir l'opérateur dans une zone voisine du soutènement.

Enfin, la hauteur de la nouvelle machine est de 1,075 m et la largeur du châssis de 1,35 m; la largeur hors-tout, correspondant à celle de l'avant de la tête d'abatage, est de 1,425 m.

Le coffret de commande est placé dans la voie de niveau à 120 m du front et la commande à distance est assurée par fils pilotes. En taille, il y avait constamment deux câbles, alternativement de réserve, séparés en tronçons de 22,5 m avec boîtes de dérivation intercalées, auxquelles venait se relier le câble souple partant de la machine (fig. 20).

La nouvelle machine fut mise en service en août 1951 dans une couche inclinée de 17°. Le 1^{er} septembre 1952, il y en avait cinq en service, dont une dans la couche Harbour à la mine n° 20.

4. — Conditions de l'essai décrit.

La production journalière de la mine n° 20 est de 2 500 tonnes en provenance de la couche Harbour. Le rendement fond est de 2 tonnes environ. L'inclinaison de la couche est de 6° et l'ouverture

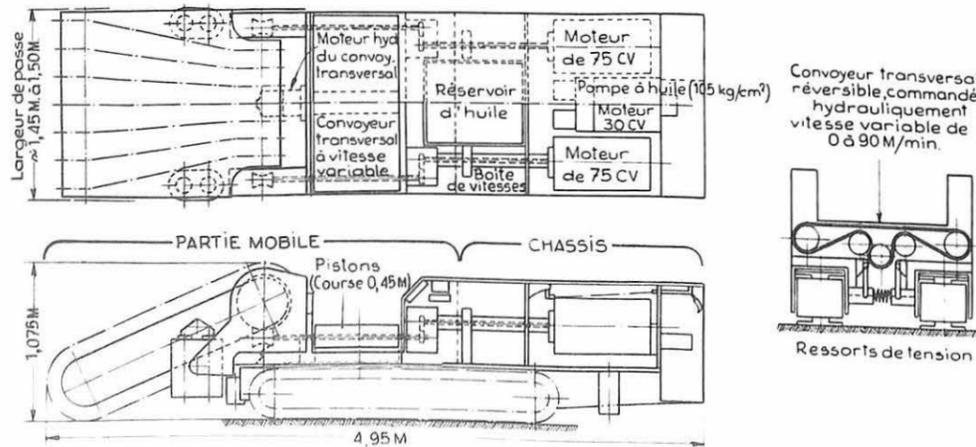


Fig. 19. — Schema de principe du système de commande du Dosco.

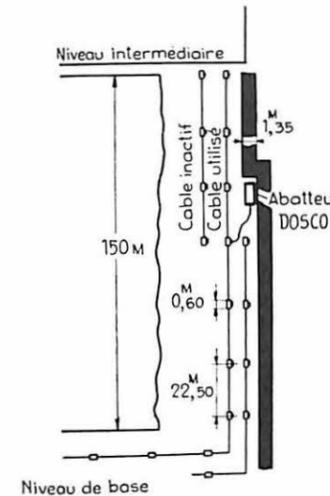


Fig. 20. — Disposition des câbles électriques d'alimentation du Dosco.

est régulière et voisine de 1,80 m. Les travaux sont situés à 350 m de profondeur.

Les essais ont lieu dans une taille chassante de 270 m de longueur, divisée en deux parties égales desservies chacune par un convoyeur de chantier déversant sur des courroies établies dans les voies de niveau.

En août 1952, le « Dosco Miner » abattait journellement, en deux postes, deux brèches de 1,35 m sur une moitié du front, c'est-à-dire sur 135 m. Il travaillait alternativement un jour dans la partie inférieure, puis dans la partie supérieure de la taille.

était déplacé à la fin du poste, tandis que le Dosco effectuait l'abatage de la brèche de départ en tête ou au pied de la taille; à ce moment, un convoyeur mobile de faible longueur assurait l'évacuation.

Le contrôle du toit était assuré par épis de remblais et deux rangées de piles de bois équarri avec effondrateurs métalliques (fig. 21). De plus, derrière la brèche montante d'abatage, on disposait un soutènement provisoire constitué de bèles et d'étaçons en bois. Ce soutènement restait jusqu'à la mise en place des piles récupérées en arrière. Même en suivant avec le déplacement des piles à 1,50 m derrière la brèche, on conserve 9 m² de toit découvert, ce qui justifie le soutènement provisoire pour protéger l'opérateur. Dans d'autres chantiers où les conditions étaient moins favorables, on a placé un soutènement provisoire complet dans la brèche déhouillée. Il était constitué d'étaçons en bois portant des bèles en bois reposant à front sur des cales enfoncées dans le charbon.

Pour préparer une niche de départ, on opérait comme suit : après avoir achevé une passe, la machine retraisait de 10 à 12 m et effectuait quelques saignées de moins en moins parallèles au front jusqu'à atteindre une profondeur maximum de 2,10 m. Elle pouvait alors tourner et reprendre une nouvelle brèche.

5. — Résultats obtenus.

En deux mois, le front a progressé de 45 m, ce qui correspond pour une moitié de taille à un avancement journalier de 2 m en deux postes d'abatage.

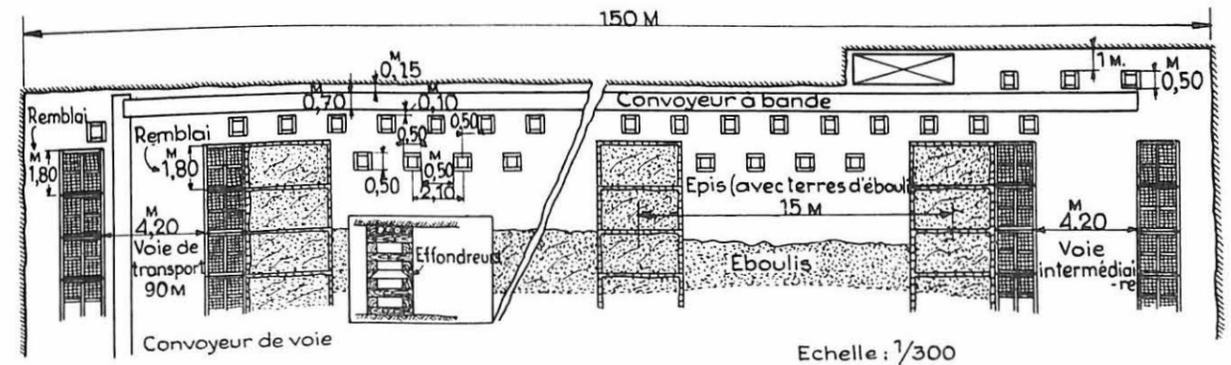


Fig. 21. — Contrôle du toit dans le premier panneau exploité par Dosco à la mine n° 20 de la Dominion Steel and Coal.

L'abatage avait lieu dans les deux sens en montant et en descendant, tandis que précédemment la machine remontait du pied à la tête de taille sans abattre; il fallait environ 1 h 20 pour remonter 150 m de taille avec une inclinaison de 17°. Le convoyeur à courroie à brin supérieur plat

La production maximum réalisée fut de 487 t/poste. Le rendement moyen pour l'ensemble de la taille fut de 9 t/homme-poste et pour le chantier, y compris le transport principal, de 7,5 t.

L'attelé d'une demi-taille (alternativement moitié inférieure et supérieure) s'établit comme suit :

	Poste de jour	Poste d'après-midi	Poste de nuit	Total
En taille :				
opérateurs	1	1	—	2
aides-opérateurs	1	1	—	2
boiseurs à front	3	3	—	6
mécaniciens	1	1	—	2
foudroyeurs et édification des épis	14	14	—	28
boiseurs des niches	2	2	—	4
déplacement du convoyeur	4	4	—	8
déplacement câbles conduites d'eau, etc.	3	3	—	6
Au chantier :				
chargeurs en pied	2	2	—	4
ajusteurs-électriciens	2	2	2	6
transport par wagonnets et locos	3	3	2	8
entretien de ce matériel	2	1	—	3
bosseyeurs			12	12
surveillance	1	1	—	2
boutefeux (voie)			1	1
	39	38	17	94



Fig. 22a. — Vue d'ensemble de l'abatteur Dosco, type II, aux essais préliminaires en surface

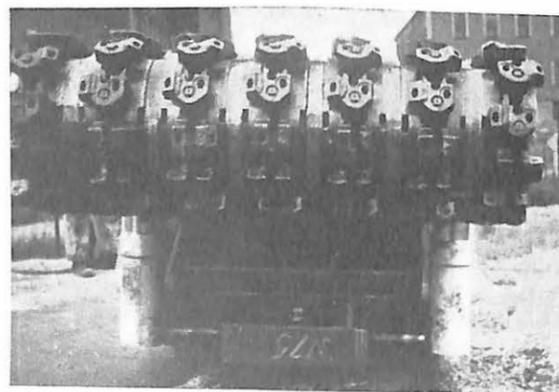


Fig. 22b. — Détail de la tête d'abattage.

cement de l'installation étant long, la société envisageait d'utiliser un convoyeur oscillant à brin métallique développable et avait confié l'étude de ce problème à la firme Joy.

CONCLUSIONS.

Des considérations qui précèdent, on peut conclure que dans l'état actuel des conditions de gisement et de marché aux U.S.A., l'exploitation par longwall n'a guère de chances de supplanter la méthode des chambres et piliers, et ce, en outre, pour les raisons ci-après :

1) Les frais de premier établissement pour l'équipement d'un chantier longwall sont en général doubles du prix d'achat d'un « Continuous Miner » adapté à la méthode des « rooms and pillars ».

2) Malgré de très beaux rendements chantier, de l'ordre de 10 à 15 tonnes en longwall mécanisé,

ceux-ci sont inférieurs à ceux obtenus avec les Continuous Miners en chambres et piliers. La différence sera plus grande encore quand on disposera d'un moyen d'évacuation continu, permettant la marche continue de l'engin d'abattage.

3) En longwall, le personnel occupé au contrôle du toit est trop nombreux. Actuellement, 50 p. c. du personnel du chantier sont occupés à la pose et à l'enlèvement du soutènement. L'avancement mécanique du soutènement constituerait donc un progrès sérieux.

4) Aux U.S.A., le marché du charbon subit des fluctuations très importantes. La concurrence des combustibles liquides et gazeux est très forte. Les périodes de crise et de prospérité se succèdent souvent à intervalles rapprochés. Il faut donc pouvoir arrêter et remettre en service, rapidement et à peu de frais, des mines et des chantiers suivant les conditions du marché.

La méthode par longwall manque de souplesse à cet égard.

* * *

La méthode de longwall présente cependant certains grands avantages :

1) Elle permet une récupération beaucoup plus complète du gisement, ce qui présente un grand intérêt pour les charbons à coke dont les réserves diminuent.

2) Les grosses machines d'abattage des chambres et piliers ne sont en général pas aptes à travailler dans des couches de moins de 1,35 m. Les ouvertures de 0,75 m à 1,35 m constituent,

semble-t-il, le domaine d'application par excellence de l'exploitation par longues tailles équipées d'abatteuses-chargeuses mécaniques. Dans les ouvertures de moins de 0,75 m, le rendement serait par trop faible.

3) Au Canada, le problème est — comme il a déjà été dit — différent : le Dosco paraît de taille à se répandre dans les chantiers longwall existants : il est maniable malgré son poids et son encombrement et donne une impression favorable.

* * *

Enseignements pour les exploitations européennes.

De ces essais, on peut conclure aussi que le problème du contrôle du toit en longwall se présente avec la même acuité à faible et à grande profondeur. Les étaçons poinçonnent les murs et, pour obtenir un bon foudroyage, on préfère partout utiliser des piles à large base plutôt que de foudroyer sur files d'étaçons.

Il y aurait lieu d'étudier la réalisation d'une abatteuse-chargeuse automotrice qui travaillerait par brèche montante ou descendante, analogue au Dosco par exemple, mais de dimensions appropriées aux gisements européens.

En attendant la mise au point d'un convoyeur développable halé par la machine, le charbon serait chargé, par un convoyeur transversal, sur les convoyeurs généralement utilisés dans les longues tailles.

Les produits obtenus contenaient 60 p. c. de grains de plus de 25 mm.

6. — Améliorations possibles.

Le contrôle du toit et l'abattage étaient satisfaisants; on envisageait d'utiliser deux machines travaillant, l'une au poste du matin sur la moitié du front, l'autre sur l'autre moitié au second poste.

On prévoyait l'installation de l'éclairage pour transmettre les signaux et une amélioration du système d'abattage des poussières par pulvérisation.

Le transport en taille par convoyeur à courroie à brin supérieur était satisfaisant, mais le dépla-

Les systèmes de rémunération en usage dans les mines de houille vus sous l'angle de la productivité

par G. LOGELAIN,
Ingénieur en Chef,
Directeur des Mines.

SAMENVATTING

Onder de talrijke factoren die de productiviteit beïnvloeden, gewoonlijk aangeduid door het aantal productie-eenheden per man en per dienst, kiest schrijver als onderwerp van zijn studie, de loonstelsels, als middel om de belangstelling der werklieden voor de productiviteit op te wekken.

Het eerste deel van de bijdrage is gewijd aan het taakloon en het dagloon. De verschillende stelsels die in de voornaamste kolen-voortbrengende landen van West-Europa in zwang zijn worden achtereenvolgens in brede trekken ontleed.

Het tweede deel betreft de premies en andere voordelen die vaak aan het basisloon worden bijgevoegd ten einde de regelmatigheid en de ijver van de werklieden te begunstigen.

Tot besluit tracht de schrijver de voordelen en de nadelen van de verschillende stelsels op te sporen en er nuttige lessen uit te trekken voor de toekomst.

RESUME

Parmi les nombreux facteurs qui conditionnent la productivité, traditionnellement représentée dans l'industrie charbonnière par le nombre d'unités de production fournies par homme et par poste, l'auteur a choisi pour objet de son étude les systèmes de rémunération en tant que moyens susceptibles d'éveiller l'intérêt des travailleurs pour la productivité.

La première partie de l'article est consacrée à la rémunération à la tâche et à la journée. Les différents systèmes en usage dans les principaux pays charbonniers d'Europe occidentale y sont analysés successivement, à larges traits.

La seconde partie concerne les primes et autres stimulants qui sont parfois ajoutés au salaire de base en vue de favoriser l'assiduité et d'aviver l'ardeur au travail des ouvriers.

Dans ses conclusions, l'auteur s'attache à déceler les avantages et inconvénients des différents systèmes et à dégager un enseignement utile pour l'avenir.

I. — INTRODUCTION

La productivité charbonnière, traditionnellement concrétisée par le nombre d'unités de production fournies par homme et par poste, est conditionnée par un ensemble de facteurs que l'on peut grouper de la façon suivante :

I. — FACTEURS NATURELS ET MATERIELS

A. — Le gisement

- profondeur, épaisseur, inclinaison, régularité, dureté des couches;
- qualité des épontes;
- température, émission de grisou et de poussières, humidité.

B. — La technique

- méthodes d'exploitation;
- degré de mécanisation des chantiers d'abatage;
- efficacité du transport au fond et du fond vers la surface;
- valorisation des charbons;
- programme de grands travaux (notamment création de nouveaux sièges).

II. — FACTEURS HUMAINS

A. — L'organisation et le commandement

- influence de « l'animateur » (chef d'entreprise), du climat qu'il crée;

- gestion générale de l'entreprise;
- valeur du personnel de cadre;
- organisation des études et des recherches.

B. — Facteurs conditionnant l'efficacité du personnel d'exécution

- le mode de rémunération;
- la formation professionnelle;
- la qualification professionnelle;
- influence de l'âge;
- les facteurs psychologiques résultant de la présence d'éléments de nationalités étrangères;
- l'effort physique consenti par le travailleur;
- l'influence de son comportement (discipline, fidélité à l'entreprise, assiduité, attitude envers les nouvelles méthodes d'exploitation et la mécanisation);
- l'influence des conditions de travail (salubrité, sécurité, etc...).

II. — SYSTEME DE REMUNERATION A LA TACHE ET A LA JOURNEE

Depuis toujours, les mineurs européens occupés aux travaux d'abatage et de creusement des galeries sont rémunérés à la tâche, c'est-à-dire, en proportion des unités de production qu'ils fournissent et de la progression des galeries qu'ils assurent pendant le poste.

Anciennement, ce système ne donnait lieu à aucune difficulté dans les chantiers d'abatage grâce au contrôle aisé du travail accompli que permettait la structure même des chantiers : courtes tailles à équipes de quelques travailleurs seulement accomplissant, quasi manuellement, toutes les opérations du cycle (abatage, boisage, évacuation, chargement, remblayage, etc...).

La rémunération à la tâche est plus compliquée de nos jours par suite de l'allongement considérable des fronts d'abatage, de la mécanisation et de l'accroissement du volume de la main-d'œuvre peuplant certains chantiers.

Cette situation relativement complexe se traduit par la coexistence, dans les pays charbonniers d'Europe occidentale, d'un nombre assez considérable de systèmes différents de rémunération à la tâche qui tous se ramènent en fait aux trois dispositifs suivants :

1. — Dispositif basé sur la tâche individuelle.

Le gain du travailleur est fixé à la mesure du travail qu'il a effectué lui-même.

2. — Dispositif basé sur la tâche collective.

Les ouvriers du chantier constituent une seule et même équipe et le salaire global attribué à celle-ci pour la production d'ensemble réalisée est partagé entre, les membres de l'équipe par parts égales ou variables selon leur degré d'habileté ou de qualification professionnelle.

3. — Dispositif basé sur la tâche de petites équipes.

Les travailleurs de chaque petite équipe se partagent le salaire global attribué à chacune d'elles pour le travail accompli.

Cette longue énumération montre combien vaste et complexe est le problème de la productivité. Son étude a d'ailleurs fait l'objet d'une abondante littérature.

Nous nous attacherons aujourd'hui plus particulièrement à un facteur dont l'intérêt réside dans les comparaisons fructueuses qu'il permet sur le plan international : le mode de rémunération, par opposition aux éléments naturels et matériels qui, de par leur caractère, imposent une limite rigide, différente d'un pays à l'autre, au développement de la productivité.

Notre intention est de montrer quel est, dans les principaux pays charbonniers d'Europe occidentale, l'état de la question vue sous l'angle de l'intéressement des travailleurs à la productivité et d'en dégager un certain enseignement pour l'avenir.

Nous envisagerons d'une part les systèmes de rémunération à la tâche et à la journée et d'autre part les systèmes de primes et autres stimulants.

Les unités de mesures servant à évaluer la dimension des tâches accomplies sont pratiquement les mêmes dans les différents pays considérés :

1. — Le wagonnet.

Cette unité est utilisée surtout pour la fixation du salaire sur base collective au tonnage.

Le contenu des wagonnets est pesé généralement à la sortie du puits, en présence d'un préposé au pointage.

2. — Le mètre carré et le mètre cube.

Le salaire est calculé en fonction du nombre de mètres carrés ou de mètres cubes déhouillés. Le relevé des dimensions, permettant de calculer les surfaces ou volumes déhouillés, s'opère parfois en présence des intéressés.

3. — Le mètre courant.

Mesure la progression des galeries et sert de base au calcul du salaire des ouvriers qui y sont occupés : l'équipe, ou l'ouvrier de telle catégorie, sera payé tant le mètre courant d'avancement.

D'une manière générale le prix unitaire des tâches est fixé par la direction du charbonnage, souvent après consultation de représentants des syndicats. Dans certains pays ce prix est déterminé par des spécialistes en matière de mesure du travail, non attachés à un charbonnage déterminé.

* * *

A côté des travailleurs dont le salaire dépend essentiellement de la tâche accomplie, il existe un nombre assez considérable d'ouvriers rémunérés « à la journée », c'est-à-dire dont le salaire journalier est celui du groupe de qualification auquel ils appartiennent sans qu'il soit tenu compte de la notion rendement, celle-ci étant difficile à dégager pour les métiers en question.

* * *

Examinons maintenant les caractéristiques essentielles des systèmes de rémunération pratiqués par les différents pays d'Europe occidentale.

Allemagne

La proportion de travailleurs rémunérés à la tâche s'élève dans ce pays à quelque 55 %.

Parmi ceux-ci, 85 % sont occupés à front de taille, les autres sont affectés aux travaux préparatoires, à l'entretien et, dans une minime proportion, au transport.

Les contrats de salaires à la tâche sont généralement fondés sur les données de l'expérience et sont établis par la direction, en accord avec les intéressés.

Des systèmes de rémunération basés sur la mesure des temps et des mouvements, système Bedaux et autres, sont essayés isolément.

Quelle que soit la méthode adoptée, elle doit être soumise à des contrôleurs et à une commission dite « Commission des contrats ».

Les contrôleurs sont des experts indépendants désignés conjointement par la Deutsche Kohlenbergbau-Leitung (Direction des charbonnages d'Allemagne) et l'Industrie Verband Bergbau (Syndicat de l'industrie minière). Ces contrôleurs sont habilités pour régler les différends d'ordre salarial.

Ils doivent posséder une expérience particulière des questions de contrats, être âgés de 35 ans au minimum et avoir effectivement travaillé au fond pendant dix ans.

La « Commission des contrats » est composée de deux représentants de chacune des parties désignées ci-dessus. Elle arbitre les litiges que les contrôleurs ne sont pas parvenus à régler.

Les contrats relatifs aux ouvriers occupés dans les fronts d'abatage sont ordinairement conclus sur le lieu même du travail, en présence du délégué du district, entre l'ingénieur du fond, le porion et au moins un représentant des travailleurs intéressés.

Les clauses du contrat doivent être telles que le salaire à la tâche d'un ouvrier à veine travaillant normalement soit au moins égal au salaire moyen prévu pour la même catégorie dans l'accord général sur les salaires.

Les contrats sont à base collective, d'équipe ou individuelle. Le premier est de loin le plus répandu (65 % des contrats à la tâche).

Le partage des gains attribués aux équipes se fait en tenant compte de la qualification des travailleurs constituant ces équipes.

Belgique

En 1946, les professions de la mine ont fait l'objet d'une classification méthodique dans le but d'ordonner les rémunérations et permettre la comparaison de métiers différents.

A cette fin, il a été fait usage d'une méthode de classement « par analyse » s'inspirant de la méthode mise au point par la Commission technique générale (C. T. G.). Cette méthode s'appuie sur l'étude analytique et l'appréciation chiffrée de la valeur des fonctions, à l'aide des critères de qualification.

La classification constitue une innovation heureuse grâce à laquelle bien des difficultés d'ordre

salarial et professionnel ont pu être aplanies. Cette méthode présente en outre l'avantage d'ouvrir la voie à une meilleure connaissance des caractéristiques humaines du métier, en vue, notamment, d'une adaptation plus rationnelle des travailleurs aux tâches qu'ils exécutent et d'une amélioration des conditions d'exécution.

La classification groupe les métiers en six catégories pour la surface et dix pour le fond et le barème correspondant comporte 16 salaires liés, par convention, à l'index des prix de détail du Royaume. En vertu de cette convention, les salaires sont adaptés à chaque variation de l'index pouvant provoquer un déclenchement.

Les ouvriers rémunérés au temps (à la journée) reçoivent le salaire correspondant au groupe de classification auquel ils appartiennent.

Les ouvriers payés « à marché » reçoivent un salaire proportionnel à la tâche accomplie, le prix unitaire de celle-ci résultant d'un marchandage entre parties (c'est le cas des ouvriers à veine et des bouveurs).

La loi de variation du salaire à la tâche est généralement linéaire, toutefois si, par suite de circonstances indépendantes de sa volonté, le travailleur risque de recevoir un salaire exagérément réduit, il lui est octroyé un minimum qui, pour les ouvriers à veine et les bouveurs, est égal aux 9/10^{me} du groupe barémique correspondant.

Le procédé de paiement le plus répandu dans les chantiers d'abatage est celui fondé sur la tâche individuelle : chaque travailleur est rémunéré au prorata de sa production, celle-ci étant régulièrement calculée à front même du chantier par mesurage de sa brèche d'abatage.

Dans les galeries et puits en creusement et dans certains chantiers d'abatage fortement mécanisés, il est souvent fait application de la méthode de rémunération basée sur la tâche de petites équipes. Le salaire des éléments composant l'équipe est établi en fonction de la rémunération attribuée au maître ouvrier. L'ensemble des rémunérations représente le salaire global gagné par l'équipe pour l'avancement réalisé.

Dans les charbonnages où le prix unitaire est fixé au wagonnet chargé, le salaire total de la taille (prix unitaire du wagonnet multiplié par le nombre de wagonnets) est réparti proportionnellement à la longueur des brèches individuelles. Il s'agit ici d'une combinaison des systèmes de rémunération à bases collective et individuelle.

Dans la plupart des charbonnages, le prix unitaire des tâches est fixé par les agents du charbonnage après consultation des ouvriers ou de leurs délégués; ce procédé s'appelle communément « marchandage ».

Dans les charbonnages où le contrat est normalement conclu sans consultation préalable, un recours peut néanmoins être introduit par les meilleurs ouvriers dans le cas où le prix fixé ne donne pas satisfaction.

D'une manière générale, les tarifs sont affichés ou communiqués aux intéressés à leur demande. Quant

aux tâches accomplies, elles sont mesurées par des agents spécialisés du charbonnage, le plus souvent en présence des intéressés eux-mêmes.

France

Une grande variété de systèmes de rémunération à la tâche s'appliquent à environ 55 % du personnel du fond, c'est-à-dire aux ouvriers des chantiers d'abatage ainsi qu'à ceux occupés au creusement des galeries.

Quel que soit le système en usage, la règle générale suivante du statut du mineur est appliquée : « Les prix des tâches seront établis par les ingénieurs ou leurs délégués, après examen sur le lieu de travail avec les chefs de chantier intéressés. Ils seront notifiés aux ouvriers ».

Le directeur fixe le prix des tâches. Il est tenu compte de l'expérience et de la comparaison qu'offre la conduite de travaux analogues dans d'autres entreprises. Dans certains cas, les barèmes sont fondés sur l'analyse du travail et les chronométrages.

Cette dernière méthode, qui permet la normalisation des prix des tâches, connaît une certaine vogue. Il est fait appel, pour son application, à des ingénieurs spécialisés.

Les unités de mesure des tâches sont les mêmes qu'en Belgique.

Quant aux contrats, ils sont du type individuel, de groupe ou collectif.

Dans le cas des contrats de groupe ou collectifs, la part qui revient à chaque travailleur dépend du nombre de postes qu'il a effectués et de la place qu'occupe sa fonction dans la hiérarchie professionnelle. Il est fait notamment application de certains coefficients de réduction en ce qui concerne les « aides-mineurs ». Il est parfois substitué à ce coefficient une proportion fixe entre le salaire du mineur et celui de son aide.

Sauf dans certains cas, tel que celui de la grève perlée, le salaire de chaque mineur ou de son aide doit être au moins égal au salaire minimum d'un travailleur de la même catégorie lorsqu'il est payé au temps.

Pays-Bas

Les travailleurs dont la tâche est mesurable sont rémunérés sur la base du rendement des petites équipes.

Les autres ouvriers sont payés à la journée.

Le taux des salaires est fondé en partie sur l'étude des temps et des mouvements et en partie sur les données de l'expérience, notamment en ce qui concerne les travaux influencés par les conditions géologiques.

Royaume Uni

La proportion d'ouvriers payés à la tâche s'élève à quelque 40 % de l'ensemble du personnel fond et surface réunis.

Dans ce chiffre, les travailleurs occupés aux fronts d'abatage interviennent pour 52 %, les bouveurs et coupeurs de voies pour environ 7 %.

C'est le système de rémunération à la tâche, avec contrat collectif, qui est actuellement le plus répandu

A titre d'exemple, signalons que, dans les longues tailles déhouillées par havage mécanique, il est fait fréquemment application d'un système de rémunération forfaitaire au cubage ou à la tonne de charbon chargée, qui porte sur l'ensemble des opérations du cycle (chargement, boisage, remblayage, déplacement des engins mécaniques, etc...).

Cependant, le système de paiement basé sur la tâche individuelle ou sur la tâche de petites équipes tend à se développer quelque peu. Dans pareils systèmes le front d'attaque est divisé en sections, chacune d'elles étant confiée à un mineur ou à un petit groupe de mineurs. La longueur de chaque section est fixée à l'avance en accord avec le mineur intéressé ou avec le petit groupe, compte tenu de l'habileté professionnelle de chacun.

Mais l'élaboration des barèmes dans le cas des petits groupes s'est heurtée à de sérieuses difficultés.

C'est pourquoi, lors de la mise à découvert d'une nouvelle couche, il arrive qu'on fasse appel à une équipe d'essai dont le barème se forme au fur et à mesure de la progression des travaux et compte tenu des prix des tâches pratiqués pour des travaux analogues dans d'autres charbonnages de la région.

Dans d'autres cas, le salaire est une combinaison du salaire au temps et du salaire au rendement. Le travailleur ou le groupe de travailleurs reçoit un salaire fixe pour un tonnage déterminé à accomplir pendant le poste; une prime est accordée pour le tonnage supplémentaire réalisé. Ce procédé s'apparente au système dit des taux uniformes aux pièces avec taux garanti au temps.

Quant au prix des tâches et des barèmes de salaire ou « price-list » (il en existe un par charbonnage), ils résultent le plus généralement d'accords locaux conclus entre la direction de la mine et les syndicats. Ils ne se fondent sur aucune mesure ou norme quelconque. Ils sont simplement l'aboutissement de longues années de négociations.

Les contestations qui s'élèvent au sujet des prix des tâches sont, lorsqu'elles n'ont pu être aplanies à l'échelon de la mine, soumises à un comité paritaire de conciliation, ordinairement composé de deux représentants de chacune des parties. Si l'accord ne peut se faire au sein de ce comité, le différend est soumis à l'arbitre du puits qui statue en dernier ressort, à moins que le litige pose des questions de principe débordant le cadre de la mine. Dans ce cas, ou si la contestation intéresse nettement davantage le district que la mine, elle est soumise à une commission arbitrale de district et, si l'accord ne peut se faire, à un arbitre expert dont les décisions sont sans appel pour les questions concernant le district.

Tout problème qui, de l'avis de l'arbitre de district, soulève des questions à l'échelon national, ou est présenté dès la première instance comme une question d'ordre national, est examiné par une commission nationale paritaire composée de seize représentants de chacune des parties avant d'être soumis, en dernier ressort, à une chambre nationale arbitrale comprenant trois personnalités indépendantes.

Sarre

Tous les ouvriers à veine sont obligatoirement rémunérés à la tâche. La direction de la mine est autorisée à payer à la tâche des ouvriers qui normalement reçoivent un salaire journalier, pour autant que le travail fourni par ces derniers soit mesurable. Le prix (connu sous le nom d'Akkord) est alors conclu de manière qu'un bon travailleur puisse gagner 20 % de plus que s'il était payé au temps. La proportion des travailleurs bénéficiant de cette mesure est de 6,5 % au fond et 6 % à la surface.

La Sarre pratique, comme les autres pays, les contrats à base individuelle, collective ou de groupe. Les directions de charbonnage marquent néanmoins leur préférence pour les contrats de groupe.

Les prix des tâches sont fixés chaque mois entre le directeur de la houillère et les représentants des ouvriers. Le prix conclu doit permettre à l'ouvrier payé aux pièces et effectuant un travail moyen de gagner 20 % de plus que l'ouvrier de même qualification professionnelle payé au temps, et à l'ouvrier effectuant un bon travail de gagner 60 % de plus.

III. — PRIMES ET AUTRES STIMULANTS

La raison d'être des systèmes de rémunération à la tâche est d'inciter les travailleurs à produire davantage pour un meilleur salaire.

Bien que ces systèmes soient pour cette raison considérés comme de bons stimulants, les charbonnages d'Europe occidentale ont instauré depuis la dernière guerre une série de primes diverses destinées à améliorer encore la productivité.

Nous donnons ci-après un aperçu de la situation telle qu'elle se présente dans les différents pays.

Nous laisserons de côté les primes qui furent, au lendemain de la guerre, allouées à titre temporaire aux mineurs dont la situation alimentaire et vestimentaire était devenue précaire.

Allemagne

Durant l'année 1951, un système de prime fut mis en application par convention collective dans les charbonnages des bassins d'Aix-la-Chapelle, de la Ruhr et de la Basse Saxe.

Ce système, qui avait été prévu à l'origine pour les ouvriers et employés du fond, fut étendu rapidement au personnel de la surface.

Les primes des ouvriers du fond étaient calculées en partant du rendement moyen particulier de la mine pour les mois de septembre, octobre et novembre 1951. Pour tout accroissement du rendement fond de 1 kg, les mineurs du fond obtenaient une majoration de salaire de 0,1 %. Quant au personnel de la surface, il bénéficiait des avantages suivants : 1) pour toute augmentation de 1 kg du rendement fond, une augmentation de salaire de 0,05 %; 2) pour chaque réduction de 1 % du nombre de postes de la surface effectués par 100 tonnes de production nette, le salaire était augmenté de 0,2 %.

En fait, les salaires à la tâche sont en moyenne supérieurs de 40 % au salaire minimum.

Au début de 1948, près de 10 % de la production totale était fournie par des travailleurs rémunérés à la tâche individuelle, selon un système de points nécessitant un contrôle et un calcul journalier basé sur un barème de points. Ce système dut rapidement être abandonné pour les raisons suivantes :

- il péchait par sa lourdeur;
- reposant sur une base scientifique, il tendait à affaiblir la position des travailleurs dans leurs négociations;
- fondé en principe sur le rendement individuel, le système ne convenait pas pour les mines où le travail était fortement mécanisé, où le travail par équipe était par conséquent la règle.

Les « valeurs-points » du système sont néanmoins encore utilisées pour le calcul des prix unitaires des tâches.

* * *

Le but de ce système était d'assurer aux ouvriers une répartition équitable d'une partie des gains résultant de l'accroissement de la productivité. On avait espéré en outre éveiller l'intérêt du mineur pour son travail et pour son puits.

Ce système a malheureusement échoué. Il a été abandonné à la fin du mois de mars 1953. Son effet sur la productivité a été minime. Cet échec est imputable, au premier chef, au régime des impôts progressifs qui ne laissait au travailleur qu'une minime partie de la prime.

Belgique

La prime d'assiduité instaurée en Belgique le 1^{er} novembre 1947 fut, à la suite des revendications des travailleurs, intégrée purement et simplement dans le salaire à dater du 5 décembre 1948. Elle a donc été très éphémère.

Rappelons en quelques mots ce que fut cette prime. Dans les considérants de la décision paritaire issue des longues négociations qui précédèrent la mise en application de la prime, il est constaté tout d'abord que la rémunération à la tâche récompense déjà le rendement individuel de nombreux travailleurs des mines et, plus loin, que la mise au point d'un système équitable de prime à la production (du genre de ceux décrits pour la France et l'Allemagne) est trop difficile à réaliser. La prime fut dès lors basée purement et simplement sur l'assiduité.

La semaine fut prise comme période de référence pour déterminer l'assiduité des travailleurs. Quant au montant de la prime, il était payé toutes les quatre semaines.

La prime fut fixée à 5 % du montant brut du salaire de la semaine, avec minimum de 7 francs par journée de travail.

Le droit à la prime pour les journées qu'il avait prestées durant la semaine était conservé au travailleur qui, les autres jours de la même semaine, avait été contraint de chômer à la suite d'un accident matériel, s'était absenté pour prendre les congés dont il était reconnu bénéficiaire, ou avait chôme lors d'une grève ou d'un lock out.

Quant aux travailleurs ayants-droit victimes d'un accident de travail, ils étaient autorisés à toucher la prime au prorata du salaire qui correspondait aux prestations qu'ils avaient effectuées pendant la semaine au cours de laquelle s'était produit l'accident.

En fait, la prime ne donna pas les résultats qu'on en attendait. Aucune diminution sensible de l'absentéisme ne fut enregistrée et très nombreux furent par conséquent les travailleurs, et en particulier les ouvriers à veine, qui n'en bénéficièrent que dans une très faible mesure. Les travailleurs demandèrent et obtinrent qu'elle fût intégrée dans le salaire de base dès la fin de l'année 1948.

France

Depuis le mois de juillet 1950, ce pays applique une prime « à la productivité » qui est l'aboutissement d'une série d'essais plus ou moins fructueux.

Cette prime est calculée d'après la production générale par poste de l'ensemble des houillères. Son montant est de 4,5 % des salaires bruts pour un rendement global individuel par poste de 750 kg (la moyenne pour l'année 1949 était 702 kg), augmenté ou diminué de 0,02 % par kg réalisé en plus ou en moins dans le semestre considéré. Elle est attribuée à l'ensemble du personnel, ouvriers, employés, techniciens, et agents de maîtrise inscrits sur les contrôles à la fin du semestre ou ayant quitté les houillères au cours de ce semestre pour mise à la retraite ou appel sous les drapeaux.

La répartition de cette prime entre les bassins et les divers « groupes » de chaque bassin est faite de manière à faire bénéficier le personnel des progrès réalisés par l'ensemble des houillères, mais en l'intéressant plus particulièrement aux résultats de son propre bassin et de son propre groupe.

Dans chaque bassin, groupe ou établissement, la prime n'est versée que si la production réalisée est au moins égale à 90 % de la production prévue, compte tenu des effectifs inscrits. En outre, elle ne peut être versée que si le rendement a au moins été égal à celui du deuxième semestre de l'année précédente.

La prime versée à chaque agent est proportionnelle à son salaire. Toutefois, en vue de combattre l'absentéisme, sont seuls pris en considération les salaires des quinzaines où l'agent n'a pas eu d'autres absences que les suivantes : accidents du travail; congés payés; convocations obligatoires par une autorité civile ou militaire; participation à des opérations de sauvetage et blessures reçues à ces occasions; chômage pour raisons techniques et économiques.

Bien que la quinzaine soit prise comme base pour l'application de l'assiduité, la prime est payée en deux versements à six mois d'intervalle. Ceci

est considéré en France comme psychologiquement très intéressant, en ce sens que le travailleur reçoit une somme relativement importante deux fois par an et que la prime se distingue ainsi très nettement d'une simple augmentation de salaire. Les dangers d'une intégration éventuelle s'en trouvent ainsi atténués.

Le tableau ci-après montre la progression du rendement et l'accroissement concomitant de la prime.

	Rendement individuel par poste moyenne générale	Taux de la prime
1 ^{er} semestre 1950	748	3,96 %
2 ^e semestre 1950	793	5,36 %
1 ^{er} semestre 1951	828	6,08
2 ^e semestre 1951	858	6,6
1 ^{er} semestre 1952	885	7,16

Pays-Bas

Le système de rémunération à la tâche est considéré aux Pays-Bas comme le stimulant spécifique, encore que le salaire à la tâche soit calculé d'après les résultats obtenus par l'équipe et non par chacun des mineurs.

Les ouvriers payés à la journée bénéficient, depuis fin 1951, d'une prime comportant trois échelons correspondant respectivement à des rendements considérés comme « suffisants », « bons » ou « très bons ».

La prime, qui est payée chaque semaine, consiste dans un certain pourcentage du salaire :

- pour les contremaîtres et porions : 3 % (suffisant), 8 % (bon), 13 % (très bon);
- pour les porions ordinaires : 3 % (suffisant), 6 % (bon), 9 % (très bon);
- pour toutes les autres catégories : 2 % (suffisant), 4 % (bon), 6 % (très bon).

La quantité de travail à fournir pour mériter ces différents grades est fixée par la direction en accord avec les chefs d'équipe.

Ce système est d'application commode dans les services qui comptent un effectif peu nombreux et stable. Il n'en va pas de même dans les secteurs à effectifs nombreux et instables.

Ce système a remplacé un dispositif de primes au rendement qui fut instauré au lendemain de la guerre, alors que les rendements étaient déprimés, et qui fut supprimé au moment où, les rendements s'étant relevés, la prime perdit son caractère propre et fut intégrée dans le salaire.

Royaume Uni

On considère au Royaume Uni que le système habituel de rémunération à la tâche est le meilleur des stimulants, tout au moins en ce qui concerne les travailleurs dont la tâche est mesurable.

Dans le passé, on s'est efforcé lorsque la production augmentait, de récompenser tous les travailleurs, qu'ils aient ou n'aient pas participé directement à cette augmentation.

Les difficultés ont résidé dans le choix des rendements de référence. A la longue, dans les gains calculés à l'échelon du district, l'élément prime a été

incorporé dans les salaires de base et le système a été abandonné. On estime au Royaume Uni que l'échec est imputable surtout au fait que la prime n'était pas assez étroitement liée à l'effort de l'individu.

Le système de prime actuellement en vogue au Royaume Uni est basé sur l'assiduité.

Ce pays connaît, depuis mai 1947, le régime de la semaine de cinq jours. Une prime est accordée aux ouvriers présents au travail les cinq premiers jours de la semaine. Le travail du samedi est facultatif. Pour l'ouvrier payé à la journée, la prime est égale à une journée moyenne de salaire; elle représente 16 % du salaire global des travailleurs rémunérés à la tâche (non compris les heures supplémentaires).

Les attributaires sont les ouvriers qui ont travaillé cinq postes normaux ou qui, à la demande de la direction, ont presté un nombre d'heures supplémentaires suffisant pour porter leurs postes à cinq. Sont assimilés à des postes travaillés les postes chômés pour jours fériés ou pour assister aux réunions des comités mixtes consultatifs des houillères. Les absences causées par un accident ou par l'activité syndicale de l'ouvrier ne font pas perdre entièrement le droit à la prime; celle-ci est réduite en proportion du nombre des postes non travaillés. Les absences pour maladie font perdre à l'intéressé tout droit à la prime.

La diminution des absences de moins d'une semaine résultant de l'application de ce système s'est traduite d'une manière sensible dans les statistiques.

CONCLUSIONS

Les systèmes de rémunération à la tâche sont de pratique courante dans les charbonnages d'Europe occidentale, mais ne s'appliquent qu'aux ouvriers dont la tâche accomplie est facilement mesurable, c'est-à-dire, en ordre principal, aux ouvriers occupés dans les fronts d'abatage et à ceux qui creusent les galeries. Les autres travailleurs sont généralement rémunérés au temps.

Les systèmes de rémunération à la tâche sont nombreux et variés, mais rappelons que dans les mines ils se ramènent aux trois dispositifs suivants :

dispositif à base individuelle : le gain du travailleur est directement fonction de son travail personnel;

dispositif à base collective (grandes équipes) : les ouvriers du chantier constituent une seule équipe et le salaire global attribué à celle-ci pour la production d'ensemble réalisée est partagé par parts égales entre les membres de l'équipe ou variable selon leur degré d'habileté ou de qualification professionnelle;

dispositif à base de petites équipes : les travailleurs de chaque petite équipe se partagent le salaire global attribué à chacune d'elles pour le travail accompli.

Le dispositif à base collective (grandes équipes) est le moins bon, car le rendement de chaque élé-

Sarre

Il a été instauré dans ce pays un système analogue à celui décrit pour la France.

La prime tient compte dans une large mesure de l'assiduité des travailleurs intéressés.

Le taux de la prime s'est élevé, pour le premier semestre de 1951, à 7,09 % du salaire direct, le rendement individuel moyen correspondant étant de 1.065 kg.

Au cours du second semestre, le taux a fléchi à 6,55 % pour un rendement individuel par poste de 1.025 kg.

Antérieurement à cette prime de résultats, qui est assez récente, il a été fait temporairement application de quelques autres systèmes parmi lesquels nous signalerons :

1. — Les Lohnzulagen (suppléments de salaire) qui furent institués en vue de récompenser des rendements particulièrement intéressants et qui pouvaient aller jusqu'à 10 % du salaire de base.

L'attribution de ces primes était laissée à la libre appréciation du directeur, à la condition que le total des sommes ainsi payées au cours d'un mois pour un établissement déterminé ne dépasse pas 4 pfennigs par poste travaillé. Cette prime permettait de récompenser les ouvriers particulièrement consciencieux, mais avait relativement peu d'effet sur la productivité.

2. — Une prime d'assiduité au taux théorique de 10 %. Celle-ci a été remplacée par la prime de résultat actuelle.

ment tend à s'aligner sur celui des ouvriers les plus faibles et les meilleurs de l'équipe ne sont pas incités à faire plus que leur part.

Le dispositif basé sur les petites équipes permet une certaine sélection et de grouper les travailleurs de même force en des équipes plus cohérentes et ayant le sens des responsabilités. L'effet stimulant du système sera d'autant plus marqué que le groupe sera plus restreint.

Quant au dispositif à base individuelle, il présente le grand avantage psychologique d'établir une liaison étroite entre le supplément de salaire et le surcroît d'effort consenti par le travailleur. Il constitue donc en lui-même un excellent stimulant.

Dans la plupart des cas, les prix unitaires des tâches résultent à la fois des négociations menées entre employeurs et travailleurs et des enseignements fournis par les situations existantes.

D'aucuns regrettent qu'il ne soit pas fait application sur une plus large échelle des procédés scientifiques basés sur une analyse méthodique du travail. Nous estimons que les procédés empiriques, tels qu'ils existent à l'heure actuelle, ont en tout cas ceci de bon, qu'ils sont fondés sur les bases solides d'une longue expérience.

* * *

Certains pays ont tendance, pour des raisons d'ordre technique et psychologique, à renoncer aux salaires à la tâche et à les remplacer par un système de rémunération au temps, amélioré par l'utilisation de tâches-standard et par un contrôle rigoureux de l'exécution du travail.

C'est en particulier le cas aux Etats-Unis où pareille évolution trouve sa justification technique dans l'apparition des chargeuses mécaniques. En effet, aucune méthode satisfaisante de rémunération à la tâche susceptible d'une application générale n'a jusqu'à présent été trouvée dans le cas des chantiers équipés de ces machines.

Un barème de salaires fixes ne présentant entre eux que de légères différences a été négocié sur le plan national.

Les contestations auxquelles donnaient lieu les salaires aux pièces ont disparu. Les quelques conflits qui surgissent encore prennent la forme de revendications personnelles portant sur des questions de position hiérarchique et sont facilement réglés. Il en est résulté des gains de temps appréciables et une simplification du travail des services administratifs.

Ce système pose par contre de nouveaux problèmes. Dans les chantiers mécanisés, l'individu est fondu dans l'équipe et celle-ci tend à travailler à la cadence de son élément le plus lent et cette tendance s'accroît encore lorsque tout lien direct entre la rémunération et le rendement a disparu. La direction doit, dès lors, porter tous ses efforts sur une organisation et une préparation méthodique du travail permettant aux mineurs d'œuvrer sans à-coup ni interruption.

Cette organisation implique la fixation minutieuse de tâches standard et un contrôle rigoureux de l'exécution du travail. L'étude des temps et des mouvements qui permet de fixer ces tâches d'une manière satisfaisante a, jusqu'à présent, été mieux accueillie par l'ouvrier américain que par son collègue européen qui se méfie des systèmes de paiement impliquant une mesure scientifique du travail. Dans certains cas cependant, il a été possible de surmonter cette méfiance, notamment en associant les ouvriers à la fixation de tâches standard.

De l'avis du groupe britannique de la Productivité de l'O.E.C.E. qui a procédé à une étude de ces questions aux Etats-Unis, à la fin de 1951, il n'est pas douteux que la nouvelle structure des salaires en usage aux Etats-Unis a contribué à améliorer le climat social dans l'industrie charbonnière de ce pays.

Ce système a en outre pour résultat de faire admettre par les mineurs la nécessité d'établir des tâches standard et a aussi contribué à améliorer la nature et l'efficacité du contrôle.

Nous ne pensons pas que le système américain de paiement des salaires au temps puisse un jour être appliqué sur une large échelle en Europe, aux ouvriers occupés dans les fronts d'abatage, tout d'abord parce que ce système nécessiterait une utilisation systématique de méthodes de mesure des temps et des mouvements, procédés jusqu'à présent peu sympathiques aux intéressés, et ensuite parce que les méthodes de rémunération à la tâche conviennent bien à nos méthodes d'exploitation. Ces

dernières sont d'ailleurs imposées par la nature même de nos gisements lesquels sont, comme on le sait, fondamentalement différents des gisements américains.

Remarquons qu'il existe entre les Etats-Unis et la Belgique un point commun : le fait que le barème des salaires est établi à l'échelon national. L'expérience de ces dernières années a montré qu'en Belgique également il en était résulté une amélioration des relations entre employeurs et travailleurs dans le domaine des salaires.

* * *

Bien que la rémunération proportionnelle à la tâche constitue en elle-même un stimulant très appréciable en ce sens qu'il tend à inciter les travailleurs à produire davantage pour un meilleur salaire, il n'en reste pas moins que la plupart des pays charbonniers d'Europe occidentale ont instauré, au cours de ces dernières années, d'autres espèces de stimulants ou primes dans l'espoir que la productivité s'en trouverait améliorée.

La raison d'être de ces stimulants est plus d'introduire l'élément rendement dans les fonctions qu'il est difficile de rémunérer à la tâche, que de compléter le salaire des ouvriers rémunérés à la tâche.

La plupart des systèmes de primes présentent des inconvénients qui en font souvent, économiquement parlant, des armes à double tranchant. Ainsi, une prime d'assiduité peut amener une diminution de l'absentéisme en même temps qu'un relâchement de l'ardeur au travail. Inversement, une prime au rendement par poste risque d'inciter les travailleurs à faire un effort supplémentaire au détriment de leur assiduité et de leur sécurité. Une prime au tonnage pur risque de nuire à la qualité de la production.

En tout état de cause, pour qu'un système de prime produise des effets durables il doit être soigneusement conçu en fonction d'un objectif donné et s'adresser aux catégories de mineurs que l'on se propose d'encourager, en tenant compte qu'un même système peut avoir des effets différents selon qu'il s'applique à des mineurs rémunérés à la tâche ou au temps. Le système doit en outre être suffisamment simple pour que ses modalités d'application puissent être comprises par les intéressés.

Le sursalaire doit, autant que possible, être lié directement à l'effort supplémentaire consenti par le travailleur. Si cette liaison n'est pas suffisamment apparente, la prime risque de perdre son caractère galvanisant et d'être finalement intégrée dans le salaire de base. Il est vrai que cette intégration s'est parfois produite à un moment où une augmentation du salaire de base aurait été incompatible avec la politique gouvernementale.

Parmi les différents systèmes de prime examinés au cours de cette étude, il en est deux qui retiennent particulièrement l'attention : le système anglais et le système français.

Il est probable que le succès que connaît la prime d'assiduité au Royaume Uni tient plus à l'importance de son montant qu'à son principe même. Seize pour cent de supplément de salaire pour cinq

jours de travail dans la semaine, voilà qui ne peut certes laisser indifférent tout travailleur quelque peu soucieux de ses intérêts. D'ailleurs, cette prime a eu pour effet de diminuer dans une certaine mesure les courtes absences portant sur la semaine.

La caractéristique du système français consiste dans une combinaison de l'intéressement du travailleur au rendement des houillères d'une part et de son assiduité d'autre part. N'entrent, en effet, en ligne de compte pour le calcul de la prime au rendement que le salaire des quinzaines où l'agent ne s'est pas absenté, si ce n'est pour quelques motifs dûment reconnus.

Ainsi donc, le travailleur est à la fois intéressé à l'augmentation de l'effet utile de son charbonnage et incité à faire preuve d'une certaine assiduité pour pouvoir bénéficier de l'amélioration des résultats auxquels il apporte son concours.

Cette formule mérite, selon nous, de figurer en bonne place dans l'arsenal documentaire relatif au problème des stimulants.

Septembre 1953.

BIBLIOGRAPHIE.

- Commission de l'Industrie Charbonnière de l'O.I.T. — Quatrième session, mai 1951. La productivité dans les mines de Charbon.
- Bureau International du Travail. La rémunération au rendement. 1951.
- O.E.C.E. Rapport du Groupe Ministériel de la Production charbonnière. 1952. La Production du charbon. Perspectives immédiates de l'Europe occidentale.
- Office belge pour l'Accroissement de la Productivité. L'Accroissement de la Productivité. 1952.
- Commission de l'Industrie charbonnière de l'O.I.T. Cinquième session, 1953. La Productivité dans les mines de charbon.

La lutte contre les poussières

REUNION D'EXPERTS

tenue à Genève du 1^{er} au 17 décembre 1952
(fin)

COMPTE RENDU par :

J. STASSEN,

Ingénieur
du Corps des Mines, à Liège.

A. HOUBERECHTS,

Professeur à l'Université de Louvain,
Directeur de l'Institut d'Hygiène des Mines (Hasselt),
Président de la Réunion.

E. DEMELENNE,

Ingénieur Principal
du Corps des Mines, à Mons

Dans les livraisons de mars et juillet 1953 des Annales des Mines, nous avons résumé les points 5, 1 et 2 de l'ordre du jour de la Réunion de Genève, qui comportait 10 points, à savoir :

- 1) Prévention de la formation des poussières.
- 2) Suppression des poussières aux points mêmes de leur formation.
- 3) Moyens destinés à empêcher les poussières déposées de passer en suspension dans l'air.
- 4) Élimination des poussières en suspension dans l'air.
- 5) Échantillonnage, mesure et analyse des poussières.
- 6) Équipement de protection individuelle.
- 7) Inspection et entretien des dispositifs de prévention et de suppression des poussières.
- 8) Instruction et formation professionnelle du personnel.
- 9) Problèmes spéciaux.
- 10) Collaboration sur le plan international.

Dans le présent article, nous terminerons notre compte rendu par l'examen des points 3, 4, 6, 7, 8, 9 et 10.

Comme dans les articles précédents, notre compte rendu comportera toujours :

- a) les recommandations formulées par les Experts et reproduites en italique au début de chaque paragraphe.
- b) une synthèse des rapports présentés par les Experts et des discussions auxquelles ils donnèrent lieu à Genève.

CHAPITRE IV.

POINT 3.

MOYENS DESTINES A EMPECHER LES POUSSIERES DEPOSEES DE PASSER EN SUSPENSION DANS L'AIR

§ 1. ARROSAGE ET PULVERISATION

« 1) L'eau, utilisée pour fixer les poussières, ne devrait pas être projetée avec une violence telle qu'elle soulève les poussières.

2) L'arrosage ou la pulvérisation devraient être répétés aussi souvent que cela sera nécessaire pour assurer une efficacité permanente.

3) Avant de procéder à un tir, le sol, le toit et les

parements situés à proximité devraient, lorsque cela est possible et n'est pas contre-indiqué pour une raison quelconque, être soigneusement arrosés si nécessaire.

4) Le personnel intéressé devrait être convenablement instruit dans la technique de l'arrosage et de la pulvérisation ».

Creusement des galeries

Dans le creusement des galeries à l'explosif, le chargement des déblais secs donne lieu à un dégagement important de poussières qui peut être évité par l'arrosage préalable de ces déblais.

Pour réaliser cet arrosage, les pulvérisateurs à brouillard ne conviennent pas, car une partie de l'eau est entraînée par le courant d'air et le reste ne sert qu'à mouiller superficiellement les roches abattues.

D'autre part, une lance à jet puissant n'est pas recommandable parce qu'elle provoque le soulèvement d'une partie des poussières déposées et une trop grande accumulation d'eau dans la galerie. Il semble que le mieux est d'utiliser une lance consistant en un tube métallique, en tronc de cône, d'environ un mètre de long, fermé à son extrémité et percé latéralement de trous d'environ 5 mm de diamètre. Ce tube est enfoncé partiellement dans le tas de déblais de façon à mouiller aussi bien l'intérieur que l'extérieur de celui-ci.

D'autre part, les tirs de mines, dans ces galeries en creusement, ont pour effet de soulever les poussières déposées sur le front et à proximité de celui-ci. Pour parer à cet inconvénient, il convient, avant les tirs, d'arroser le front, l'aire, la couronne et les parois de la galerie sur quelques mètres de longueur.

Pour la raison invoquée ci-dessus, cet arrosage ne doit jamais être trop violent.

Les quantités d'eau à employer pour le mouillage des déblais ou pour l'arrosage du front et des parois avant tir, ne peuvent être déterminées qu'empiriquement. Elles dépendent, en effet, de multiples facteurs, variables d'une mine à l'autre et même d'un endroit à l'autre de chaque mine.

Ces facteurs sont notamment : la quantité de poussières déposées, l'importance du tir à réaliser, l'explosif employé, la température et le degré hygrométrique de l'air, la nature des roches, la tenue de l'aire de la galerie, etc.

En tout cas, cet arrosage a déjà fait ses preuves tant en Belgique qu'à l'étranger et l'on peut dire que, combiné avec le forage humide des fourneaux de mine, il permet de réduire grandement, sinon de faire disparaître, le risque de silicose dans les galeries en creusement.

Chantiers d'exploitation

Chantiers d'exploitation.

Le front de taille, de même que le mur de la couche au voisinage du front, sont normalement couverts de poussières.

De plus, le charbon en place est généralement découpé par des clivages et des fissures contenant de fines poussières.

Lors de l'abatage, ces poussières sont soulevées et emportées par le courant d'air.

On a constaté, dans certains cas, que l'arrosage répété du front de taille, avant et pendant l'abatage, permet de réduire l'empoussièrement de l'atmosphère, dans des proportions pouvant atteindre 40 %.

Pour réaliser cette opération, chaque abatteur est pourvu d'une lance, raccordée à une conduite

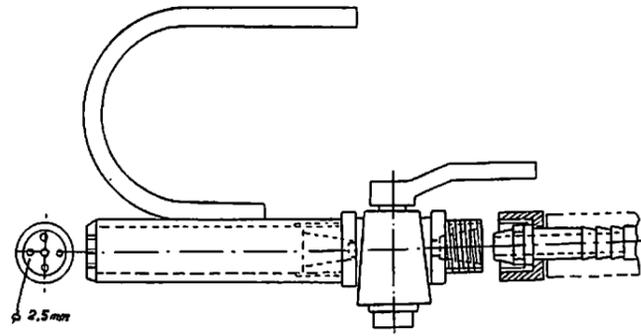


Fig. 1. — Pomme d'arrosage à cinq trous.

d'eau sous pression, dont l'extrémité est percée de quelques trous de 2,5 mm de diamètre (fig. 1).

L'inconvénient de ce procédé, d'après M. Houberechts, est qu'il nécessite beaucoup d'eau, qu'il influence réellement le degré hygrométrique de l'air ambiant et qu'il peut incommoder les ouvriers dans les couches de petite ouverture.

Lorsque l'évacuation des produits, en taille ou en galerie, donne lieu à un soulèvement de poussières, il est recommandé d'installer des arroseurs ou des pulvérisateurs fixes au-dessus des transporteurs.

Toutefois, si le principe est bon, les réalisations pratiques pèchent, en général, par excès d'eau.

Il existe de nombreux types d'arroseurs et de pulvérisateurs, mais tous ne conviennent pas et il est à conseiller de les soumettre à de sérieux essais avant de les employer si l'on veut éviter une humidification exagérée des produits.

Enfin, à l'arrière du front de taille, le mur de la couche est aussi recouvert de poussières et, lorsqu'on pratique le foudroyage du toit, celles-ci sont soulevées par la chute des blocs de roche.

Cet inconvénient peut être évité par l'arrosage du mur immédiatement avant foudroyage.

Tout ce qui a été dit ci-dessus montre bien que l'eau constitue, actuellement, le produit de base du dépoussiérage dans les mines.

Elle permet d'obtenir de bons résultats, mais il faut toutefois signaler que son emploi requiert certaines précautions si l'on veut éviter les inconvénients suivants :

a) Pour que le triage-lavoir, tel qu'il est généralement utilisé en Belgique, puisse fonctionner sans difficulté et avec un bon rendement, il faut que la teneur en humidité des charbons traités ne dépasse guère 4 %.

Au delà de cette limite, le dépoussiérage et le criblage se font de moins en moins bien, les poussières restant collées sur les grains, et le lavage donne plus de mixtes et de schlamms, dont la vente est souvent malaisée et le prix toujours très bas. Comme la teneur en humidité naturelle du charbon descend rarement en dessous de 1 % et que l'eau, employée pour le dépoussiérage, agit surtout sur les petites catégories, on voit que la quantité d'eau utilisée devra toujours être inférieure à 15 litres par tonne et devra, le plus souvent, être encore plus faible.

Il faut donc que les moyens de dépoussiérage à l'eau soient étudiés, surveillés et contrôlés de près pour éviter une humidification exagérée des produits.

Cependant, si la quantité d'eau que l'on peut employer, sans nuire au triage-lavoir, se révèle insuffisante pour dépoussiérer efficacement, on peut en utiliser davantage et :

- avoir recours au séchage préalable des produits de petites dimensions comme le pratiquent d'ailleurs les exploitants dont les couches ont une humidité naturelle élevée;
- ou soumettre tous les produits extraits à un rinçage avant lavage et traiter les schlamms par flottation.

Cette dernière méthode a été souvent adoptée

§ 2. AGENTS MOUILLANTS

« Les agents mouillants ne devraient pas être utilisés d'une manière susceptible de présenter un danger du point de vue de la sécurité ou de l'hygiène ».

Chacun sait que le mouillage de la fine poussière, avec de l'eau, est difficile. Il suffit d'observer une flaque d'eau dans la mine; on verra que la fine poussière, qui s'y dépose, s'envole à nouveau au moindre souffle.

Cette difficulté de mouillage résulte de la tension superficielle élevée de l'eau.

On désigne par tension superficielle, la tendance qu'ont les liquides de présenter, à l'air, une surface minimum; c'est pour cette raison que les gouttes de liquide prennent la forme de sphères, qui se comportent comme si leur surface était recouverte d'une membrane élastique retenant le liquide avec une certaine force.

Pour augmenter le pouvoir mouillant de l'eau, il faut donc diminuer sa tension superficielle, ce que l'on peut obtenir en lui ajoutant certains produits appelés « agents mouillants ».

L'action de ces substances résulte de leur structure bipolaire; leurs molécules comprennent deux pôles, l'un hydrophile et l'autre hydrophobe.

En solution aqueuse diluée, ces molécules se rassemblent à la surface et s'orientent de façon telle que les pôles hydrophiles sont dirigés vers l'intérieur et les hydrophobes vers l'extérieur.

Le rassemblement de ces molécules à la surface de la solution exerce une action opposée à celle de la tension superficielle et diminue donc celle-ci.

§ 3. CONSOLIDATION DES DEPOTS DE POUSSIÈRES

« Lorsque d'autres méthodes sont inefficaces ou inapplicables, au fond, pour empêcher les poussières déposées d'être mises en suspension dans l'air, la consolidation des poussières dans les galeries devrait être effectuée par des moyens appropriés, par exemple l'emploi de chlorure de sodium ou de chlorure de calcium ».

en Angleterre, depuis que la lutte contre les poussières y a été engagée.

b) Dans les mines chaudes, toute élévation du degré hygrométrique de l'air peut être fort nuisible tant pour la santé des ouvriers que pour leur rendement.

Dans ces mines, la quantité d'eau employée pour dépoussiérer et la façon dont cette eau est utilisée doivent être étudiées en fonction de leur influence sur le degré hygrométrique.

c) Avec certains appareils de dépoussiérage, il arrive que des ouvriers soient amenés à respirer un air chargé d'eau pulvérisée. Il convient donc que celle-ci soit exempte de microbes pathogènes et soit soumise à des analyses bactériologiques périodiques.

Il existe une grande variété de ces « agents mouillants » qui ont été essayés dans différents pays.

Tous les experts ont mis l'accent sur le fait qu'il convient toujours de bien s'assurer, au préalable, que ces produits ne sont ni toxiques, ni inflammables, ni nuisibles à la peau, aux voies respiratoires ou aux poumons.

De plus, le dosage de ces « agents mouillants » dans l'eau que l'on utilise au fond pour le dépoussiérage, est difficile et n'a pas encore été mis au point.

D'après M. Neu, (1) ces produits n'ont donné aucun résultat au point de vue du dépoussiérage dans les mines.

En Angleterre, par contre, M. Horner (2), signale qu'ils donnent satisfaction et permettent notamment de réduire la quantité d'eau employée.

En Belgique, M. Houberechts a constaté que, dans le cas d'injection d'eau en veine, ils augmentent la durée d'imprégnation et diminuent la pression d'injection.

On peut dire que la technique de l'emploi de ces produits n'est pas encore au point.

Cependant, leur efficacité a été reconnue partout en ce qui concerne la consolidation des poussières sur l'aire des galeries; dans ce cas, comme nous le verrons plus loin, ils sont mis en solution dans l'eau, à faible dose, de l'ordre de 2 %, pour le mouillage préalable à l'épandage de sels hygroscopiques.

Le but de la consolidation des dépôts de poussières que l'on rencontre sur l'aire des galeries de mines, est d'éviter que ces poussières ne passent en

(1) Directeur du Laboratoire de Chimie de l'Institut de Recherches sur la Silicose, à Bochum.

(2) Secrétaire Général du Syndicat National des Mineurs, à Londres.

suspension dans l'atmosphère lors du passage du personnel et du matériel de transport ou encore quand la vitesse du courant d'air devient trop élevée.

Le traitement consiste à mélanger intimement les poussières déposées et l'eau pour obtenir une boue épaisse.

L'expérience a montré que cette boue doit contenir de l'ordre de 10 % d'eau pour que les poussières, dont elle est formée, ne s'en détachent pas.

Si l'on emploie de l'eau seule, l'évaporation est rapide et il faut renouveler l'arrosage fréquemment pour maintenir la teneur de 10 % précitée, surtout si l'atmosphère est sèche et chaude.

Pour éviter ces arrosages, trop souvent répétés, un sel hygroscopique est ajouté à cette boue après mouillage.

Actuellement les sels hygroscopiques employés sont le chlorure de calcium, le chlorure de magnésium et le chlorure de sodium.

Le rôle de ces produits est d'absorber l'humidité de l'atmosphère pour l'incorporer dans le dépôt qu'ils recouvrent. Pour qu'ils donnent de bons résultats, il faut donc que l'air ambiant ne soit pas trop sec, mais présente une humidité relative supérieure à 35 %.

L'application de ces sels ne doit se faire que si l'aire de la galerie est recouverte d'une couche de poussières d'au moins 2,5 cm d'épaisseur.

Pour cette application, on peut procéder de deux façons :

- ou bien arroser d'abord copieusement la couche de poussières puis, une heure après environ, épandre uniformément sur celle-ci les cristaux de sels, à la pelle;
- ou bien préparer une solution de ces sels dans l'eau et arroser directement la couche de poussières avec cette solution.

La quantité de sels à employer est évidemment fonction du degré d'humidité de l'atmosphère de la galerie.

D'après les experts anglais MM. Bradsham et Gobbert (3), dans le premier cas, s'il s'agit de chlorure de calcium, il faut :

3,8 kg/m ²	pour une humidité relative de 40 %
2,7 kg/m ²	id. 60 %
1,6 kg/m ²	id. 80 %

Dans le second cas, au Pays de Galles, pour une humidité relative de 70 %, on emploie 4,5 litres/m² d'une solution à environ 50 % de chlorure de calcium.

§ 4. CIRCULATION DES PERSONNES DANS LES GALERIES POUSSIÈREUSES

« Les équipes principales d'un poste et les autres groupes importants, qui doivent effectuer de longs parcours dans les voies souterraines poussiéreuses pour se rendre à leur travail ou pour en revenir, devraient être transportés ».

(3) Fonctionnaires chargés des études scientifiques au Centre de recherches sur la sécurité dans les mines.

Dans les deux cas, comme la poussière se mouille d'autant plus difficilement qu'elle est plus charbonneuse, il faut ajouter soit à l'eau d'arrosage préalable, soit à la solution, un « agent mouillant » qui, comme dit plus haut, réduit leur tension superficielle et favorise le mouillage de la couche de poussières. Partout, les « agents mouillants » ont été reconnus efficaces pour cet usage.

L'arrosage avec l'eau ou avec la solution ne doit pas être trop violent de façon à ne pas soulever les poussières déposées. On peut, par exemple, employer une lance comme celle recommandée plus haut pour l'arrosage des fronts de taille.

Bien qu'il semble que ces sels hygroscopiques ne présentent pas de nocivité pour l'organisme humain, les experts conseillent aux personnes, qui manipulent ces matières, de porter des vêtements et des chaussures en caoutchouc.

Même traitée à l'aide de sels hygroscopiques, la poussière tend, à la longue, à sécher et à reprendre son état pulvérulent initial.

Dès que l'on constate que le dépôt a perdu sa plasticité et commence à se fendiller, il faut procéder à un traitement complémentaire, identique au premier, mais pour lequel un quart de la quantité initiale de chlorure de calcium doit suffire.

S'il ne se dépose pas beaucoup de poussières fraîches sur l'aire de la galerie, un arrosage, avec de l'eau seulement, tous les trois mois et un traitement complémentaire au chlorure de calcium tous les six mois donnent généralement de bons résultats.

S'il se dépose beaucoup de poussières fraîches sur l'aire de la galerie, le traitement de consolidation au moyen de sels hygroscopiques n'est pas à recommander, car ces nouvelles poussières ne sont pas retenues par celles qui sont agglomérées.

C'est généralement le cas des voies de retour d'air.

Lorsqu'il en est ainsi, les moyens à employer sont l'enlèvement périodique des poussières dans ces galeries ou la défense d'utiliser celles-ci pour la circulation du personnel.

Certains experts ont signalé le danger des sels hygroscopiques dans les galeries où sont utilisées des locomotives électriques à trolley, pour lesquelles le rail est utilisé comme conducteur de retour.

Cet inconvénient a été constaté en Allemagne, il y a longtemps, mais a été éliminé par l'emploi de locomotives à double trolley, qui est devenu courant dans les mines de sel et donne pleine satisfaction.

Le déplacement du personnel, à pied et en groupe important, dans des galeries dont l'aire est recouverte de poussières, provoque la mise en suspension d'une grande partie de celles-ci dans l'atmosphère, ce qui peut être fort nuisible si le trajet à parcourir est long.

Nous avons vu plus haut que, s'il est possible dans certains cas, de remédier à cet inconvénient par la consolidation du dépôt de poussières à l'aide

d'eau et de sels hygroscopiques, cela ne peut se faire partout.

Dans ce dernier cas, les moyens à employer sont l'enlèvement périodique et fréquent des poussières, ou la défense d'utiliser ces galeries pour la circulation du personnel ou encore le transport mécanique de celui-ci.

M. Winstanley (4), déclare qu'en Angleterre, un gros aspirateur pour le nettoyage des galeries de mines a été mis au point récemment.

Cet appareil, basé sur le principe de l'aspirateur ménager, est pourvu d'un moteur électrique anti-déflagrant. Il est monté sur roues et peut se déplacer sur rails.

Il permet d'enlever rapidement les poussières dépo-

sées, non seulement sur l'aire des galeries, mais également à couronne et sur les parois.

Si la mine possède des galeries peu ou pas poussiéreuses, il va de soi que celles-ci doivent être empruntées par le personnel auquel l'accès des autres devrait être interdit.

Mais si, malgré tout, le personnel doit passer dans des galeries poussiéreuses, il ne devrait pouvoir le faire qu'installé dans des wagonnets spéciaux fermés et remorqués par un moteur de façon qu'il respire moins de poussières et pendant moins longtemps.

Ce procédé présente, en outre, l'avantage de réduire la fatigue des travailleurs et le temps de déplacement, ce qui doit entraîner une augmentation du rendement et de la production.

CHAPITRE V.

POINT 4.

ELIMINATION DES POUSSIÈRES EN SUSPENSION DANS L'AIR

§ 1. PRÉCIPITATION ET FILTRATION DES POUSSIÈRES

« 1) Les poussières en suspension dans l'air devraient être éliminées aussi rapidement et aussi parfaitement que possible par des procédés secs ou humides, ou par une combinaison des deux.

2) Lorsqu'on utilise des méthodes humides, l'eau devrait provoquer la précipitation des poussières contre une surface destinée à les arrêter.

3) Lorsqu'on utilise des procédés à sec, les poussières devraient être filtrées ou précipitées.

4) Partout où cela est possible, la précipitation et la filtration des poussières en suspension dans l'air devraient être réalisées dans les canars plutôt que dans les galeries.

5) Les appareils de précipitation et de filtration des poussières devraient présenter un rendement particulièrement élevé pour les particules de moins de 5 microns de diamètre.

6) L'efficacité des appareils de précipitation et de filtration des poussières devrait être contrôlée périodiquement.

7) Des mesures devraient être prises en vue d'empêcher que les poussières captées ne soient remises en suspension dans l'air; ces poussières devraient être évacuées dans des récipients étanches aux poussières ou sous forme de boue après humidification.

8) Les filtres devraient être nettoyés à des intervalles tels que la résistance au passage de l'air ne soit pas exagérément accrue. »

En général, les méthodes sèches de prévention et de suppression des poussières sont davantage utilisées dans les mines métalliques et les installations de préparation de minerais que dans les mines de houille. Il est cependant des cas où les procédés à sec sont préférables et parfois nécessaires dans nos mines de charbon, notamment pour éviter des con-

ditions climatiques trop dures en mines chaudes et humides ou pour écarter d'éventuels dommages aux couches, aux machines ou dans la préparation du charbon.

L'extraction des poussières à sec, c'est-à-dire la précipitation et la filtration, est applicable aux opérations de forage, mais ces procédés ont été envisagés au point II : « Suppression des poussières aux points mêmes de leur formation ».

« Les mêmes procédés à sec sont applicables à » l'aspiration des poussières aux points de chargement et transbordement, au nettoyage des poussières déposées sur la surface des galeries et sur » les installations de convoyeurs, aux culbuteurs, » trémies des installations d'extraction par skips et » descenseurs hélicoïdaux, ainsi qu'au brossage des » chevaux.

« Il est généralement essentiel de capter la poussière le plus près possible de son point d'émission » ou de l'endroit où elle est mise en suspension pour » la première fois. Pour des raisons d'économie et » de rendement, il faudrait, dans toute la mesure du » possible, se limiter aux poussières de moins de 20 » microns; le procédé devrait avoir, en outre, un » rendement élevé pour les particules de moins de » 5 microns. » (A. Winstanley — Royaume Uni).

Les extracteurs de divers types, tels que : ventilateurs, pompes à vide, éjecteurs à air comprimé, sont utilisés avec suffisamment d'efficacité; pour la précipitation même des poussières, les cyclones, les sacs filtrants ou parois filtrantes en fibres, les toiles filtrantes sèches ou humides, les précipitateurs électrostatiques donnent satisfaction à condition d'être bien installés, bien entretenus et nettoyés régulièrement.

Des ensembles complets de précipitation et de filtration sont en général conçus pour chaque travail

(4) Inspecteur en Chef-Adjoint des Mines, à Londres.

et chaque source de poussières, mais il se peut que l'on installe dans la mine une grosse batterie centrale reliée par tuyauteries et flexibles aux divers points de dégagement de poussières, comme on le fait couramment pour les culbuteurs, trémies, cribles, élévateurs, ... dans un atelier de préparation des minerais ou de charbon.

Les filtres mécaniques : cyclones, filtres à labyrinthe, boîtes à chicane, sont peu efficaces vis-à-vis des particules inférieures à 5 microns; le précipitateur électrostatique ne peut être envisagé pour le dépoussiérage d'une atmosphère chargée de particules combustibles ni dans une mine de houille où la présence de grisou est toujours à craindre. C'est pourquoi toute l'attention des expérimentateurs s'est portée sur la réalisation de batteries de filtration à tissus filtrants.

Dans le rapport « Union Sud-Africaine 3 », M. D.G. Beadle signale que, parmi les nombreuses matières filtrantes éprouvées dans les mines d'or du Witwatersrand, se trouvent l'ouate, le coke, la toile à sacs, les éponges, le velours, le velours de coton, le velours à côtes, le feutre, le tobralco, les rognures de métal, la laine de verre, la vermiculite et même le fin treillis métallique. Aujourd'hui, cependant, on n'a retenu pour l'usage général que trois types de filtres, à savoir les filtres de flanelle, les filtres à sciure de bois et les précipitateurs électrostatiques.

Dans les mines d'or de l'Afrique du Sud, la flanelle est la matière la plus utilisée; elle est généralement préparée en longs sacs cylindriques horizontaux (6 m de longueur sur 450 mm de diamètre

sont les dimensions les plus courantes). On utilise plusieurs sacs disposés en parallèle lorsqu'un grand volume d'air doit être filtré. Des écrans de flanelle ont été employés, mais on rencontre certaines difficultés pour réaliser la fermeture hermétique des côtés; ces difficultés ne sont pas toutefois insurmontables.

On constate que l'efficacité de la filtration dépend pour une large part de l'état de propreté de la matière filtrante. Une flanelle neuve ou parfaitement propre supprime 50 % des poussières au moins; elle est moins efficace pour les particules de petites dimensions que pour les plus grandes. Cependant, à mesure que le filtre capte des poussières, son efficacité augmente rapidement et dépasse généralement 90 % après quelques heures ou quelques jours, selon la concentration des poussières dans l'air arrivant au filtre. Plus tard, son efficacité peut atteindre 99 % et davantage et l'on ne peut détecter pratiquement aucune poussière dans l'air filtré.

Cette augmentation de l'efficacité du filtre s'accompagne naturellement d'une augmentation de la résistance à l'écoulement de l'air. A la vitesse habituelle d'écoulement d'air de 6 à 9 m/min à travers la matière filtrante, la résistance d'un filtre de flanelle parfaitement propre est de l'ordre de 6 mm d'eau; cette résistance s'élève à 50 mm d'eau ou davantage lorsque la flanelle est encrassée et la limite est atteinte lorsque la résistance est si élevée que le ventilateur ne peut plus faire passer un volume d'air suffisant à travers le filtre.

§ 2. PULVERISATEURS

« L'eau projetée en brouillard sur des poussières fines devrait, autant que possible, être dirigée contre une surface telle qu'une paroi ou une toile d'aéragage afin de tirer parti de l'effet d'impact des poussières et de l'eau; des dispositions appropriées devraient être prises en vue d'évacuer les boues produites ».

De nombreux cas d'application de pulvérisateurs ont été cités dans les paragraphes précédents relatifs à la suppression des poussières aux points mêmes de leur formation, soit qu'on ait fixé les pulvérisateurs sur les haveuses, les abatteuses mécaniques, les marteaux-piqueurs, les chargeuses et transporteurs, soit qu'on les ait utilisés pour supprimer les poussières de tir ou pour empêcher les poussières déposées de passer en suspension dans l'air.

A vrai dire, il n'existe pas de séparation bien nette entre les divers domaines d'utilisation des pulvérisateurs. Nous nous efforcerons néanmoins de faire abstraction dans ce chapitre de la source de formation et du soulèvement des poussières en suspension.

Les pulvérisateurs sont des appareils simples, destinés à projeter et à disperser dans l'air des gouttelettes d'eau qui, en dessous d'une certaine dimension, forment un brouillard. L'eau, animée d'un mouvement hélicoïdal ou simplement de rotation, subit de brusques variations de vitesse d'écoulement ou des changements de direction, percute une paroi

métallique ou encore rencontre un jet opposé. Tous ces artifices sont mis en œuvre dans le but de diviser finement le jet de liquide. L'adjonction de l'air comprimé, donnant naissance aux pulvérisateurs type mixte, est un moyen supplémentaire destiné à augmenter cette division.

Les modèles de pulvérisateurs sont des plus variés, allant du type pulvérisateur simple de quelques centimètres de longueur au type « canon à brouillard » (fig. 2), décrit par M. Hubert dans le rapport France 10. L'Institut d'Hygiène des Mines a étudié quelques modèles qui lui ont été présentés (rapport Belgique 6). Cette étude a porté sur les débits

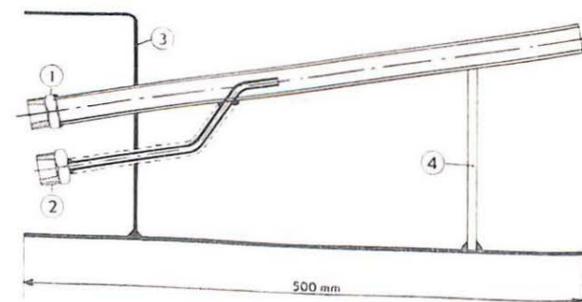


Fig. 2. — Pulvérisateur du type « canon ».
1. Entrée d'air. 5. Toile de protection.
2. Arrivée d'eau. 4. Raidisseur.

d'eau et d'air en fonction des pressions d'eau et d'air, l'angle du faisceau, la portée du jet et la nature du noyau. Sur la base de critères admis par la « Centraal Proefstation » des « Staatsmijnen in Limburg » (Hollande), les résultats pratiques de cette étude se traduisent par la détermination d'une plus ou moins bonne aptitude à arroser les fronts de tailles ou de boueux, à humecter le charbon aux points de chargement ou à abattre les poussières de tir.

Pour M. R. Kahleyss (Allemagne), les pulvérisateurs à eau seule conviennent, non seulement pour la précipitation des poussières déposées sur les parois des galeries et l'humidification des produits abattus avant « leur chargement et leur passage » au broyeur, mais aussi pour l'abatage des poussières stériles contenues dans l'air ou dans les fumées du tir et des poussières de roche ou de charbon qui se dégagent aux points de transfert des engins de transport. Lorsqu'il importe d'assurer un arrosage aussi parfait que possible, par exemple lorsqu'il s'agit de mouiller les produits abattus, on doit utiliser des pulvérisateurs dont la consommation en eau est relativement importante (environ 50 litres par minute), ce débit étant obtenu au moyen de plusieurs pulvérisateurs. C'est le cas de tous les appareils à projection en éventail ou en faisceau. Aux points de transfert des engins de transport et aux points de chargement de charbon, il faut s'efforcer de produire avec le minimum d'eau un rideau fin mais serré, mouillant, et abattant rapidement les poussières très fines. Des pulvérisateurs coniques ayant une ouverture de 2 à 4,5 mm et consommant de 3 à 7 litres/min. ont donné de bons résultats dans ce cas. La même remarque s'applique à la formation d'un rideau d'eau dans les zones où l'on doit précipiter des poussières stériles.

« Quant aux pulvérisateurs mixtes, ils conviennent tout spécialement pour produire un fin rideau d'air et d'eau destiné à mouiller les poussières très fines de roches. Toutefois, on ne parvient souvent pas à précipiter complètement les poussières avec ces appareils. La consommation d'eau et d'air varie, selon qu'il s'agit de pulvérisateurs isolés ou de groupes de pulvérisateurs entre 4 et 10 litres/min et 1,5 et 5 m³/min respectivement. »

Cependant, les avis sont partagés au sujet du rendement des pulvérisateurs mixtes et des pulvérisateurs à eau seule. MM. Matla, Knuttel et Pickel (Pays-Bas) reconnaissent la bonne efficacité des pulvérisateurs mixtes en cas de fluctuations de pression dans le circuit d'eau, mais estiment que l'air comprimé est une source de complications qui contrarient le bon fonctionnement de l'appareil.

En Belgique, on a obtenu en taille des rendements de suppression de poussières de 65 à 75 % en poids avec pulvérisateurs simples.

En Lorraine, M. Chappelon obtient des efficacités de 58 à 88 % (tyndallomètre) avec des pulvérisateurs simples et de 50 à 60% avec des pulvérisateurs mixtes dans des empoussiérages de 100 à 200 mg de poussières par m³ d'air.

Nous avons déjà décrit les expériences de M. R. Kortschik (Allemagne), qui a obtenu des rende-

ments de suppression de plus de 95 % (tyndallomètre) dans l'élimination des poussières de tir avec pulvérisateurs mixtes et filtres précédés de pulvérisateurs à eau.

Un facteur peu étudié jusqu'à présent, et qui doit être prépondérant pour l'obtention d'une bonne efficacité, est le diamètre des gouttelettes projetées. M. Drouard (France), rapporteur sur cette question, écrit :

« En ce qui concerne l'état de division, les indications se bornent trop souvent à : brouillard, gouttelettes, petites et grosses gouttes. Il semble que le diamètre des gouttes soit au contraire une caractéristique essentielle, méritant d'être précisée. La plupart des pulvérisateurs à eau pure donnent des gouttes d'un diamètre de l'ordre de 100 — 150 μ. Les pulvérisateurs mixtes donnent des gouttes plus fines dont le diamètre diminue quand on accroît la pression de l'air, par exemple de 5 à 10 μ pour 4 kg/cm² et de 2,5 à 8 μ pour 5 kg/cm². »

« Faut-il employer des gouttes grosses, moyennes, petites ou un mélange hétérogène ? Les avis sont partagés ».

Pour beaucoup d'experts, il semble que l'efficacité de la pulvérisation est accrue si l'on augmente la vitesse relative du jet d'eau pulvérisée par rapport au courant d'air, en projetant donc l'eau en sens inverse à l'écoulement de l'air. Par contre, M. R. Kortschik est d'avis qu'en dessous d'une certaine vitesse de l'air (15 m/min., dans une section inférieure à 5—7 m²), l'efficacité d'un pulvérisateur est supérieure en le faisant débiter dans le sens du courant d'air.

En vue d'accroître le rendement de suppression des poussières d'un pulvérisateur, certains ont voulu ajouter à l'eau un agent mouillant, mais M. Neu (Allemagne) a trouvé que cette adjonction d'agents mouillants réduisait l'efficacité d'un tiers et même de moitié.

Par ailleurs, nous trouvons dans le rapport de M. A. Winstanley (Royaume Uni) :

« Une série d'essais effectués à des stations de chargement en vue de comparer l'efficacité des jets de vapeur et d'eau a montré qu'on atteignait le même degré de suppression des poussières avec une quantité d'eau beaucoup plus petite, sous forme de vapeur, qu'avec l'eau. Dans l'un des essais, 8 gallons d'eau à l'état de vapeur permirent d'obtenir approximativement le même degré de suppression des poussières que 150 gallons d'eau pulvérisée. La vapeur était fournie par un petit générateur électrique alimenté en courant triphasé à partir du réseau de distribution principal et consommant jusqu'à 30 kW ».

L'emploi de pulvérisateurs contribue donc à l'assainissement des chantiers souterrains, mais il est évident que le développement de la suppression des poussières par l'eau dépend du perfectionnement des dispositifs destinés à permettre une application de l'eau aussi près que possible des sources de production de poussières et de préférence avant que les poussières ne soient mises en suspension.

§ 3. PRECIPITATEUR ELECTROSTATIQUE

La précipitation des poussières en suspension dans l'air au moyen de charges d'électricité statique est réalisée assez couramment dans des mines métalliques de Rhodésie du Nord, d'Afrique du Sud et du Canada.

Ce type de dépoussiéreur, quoique très efficace, ne présente guère d'intérêt pour nous parce qu'il ne peut être utilisé en présence de grisou et de poussières inflammables par suite du risque de décharge toujours possible (effet de couronne lorsque les poussières déposées sur les plaques atteignent une épaisseur trop importante avant nettoyage).

Des enquêtes très détaillées ont été menées sur le comportement de ces filtres dans les mines d'or du Witwatersrand pour la filtration des poussières minérales composées principalement de silice. Les résultats de ces expériences sont donnés par M. D. G. Beadle, dans le rapport Union Sud-Africaine 5 :

— Dans une installation dont le rendement de suppression est de 99 %, pour une vitesse d'air de 30 m/min., l'efficacité est ramenée à 90 % si la vitesse passe à 152 m/min. et à 75 % pour 244 m/min.

— Le pouvoir d'arrêt est de 100 % pour les particules supérieures à 5 μ , mais décroît avec la diminution du calibre des poussières. Par contre, le pouvoir filtrant s'accroît avec l'augmentation de la con-

centration en poussières. C'est ainsi que l'efficacité de 85 % atteinte dans une série d'expériences pour une concentration de 100 à 200 particules/cm³ passe à 88 % pour 1.000 particules/cm³ et atteint 95 % pour 5.000 particules/cm³.

— Après nettoyage des plaques du filtre, le pouvoir d'arrêt n'est plus très élevé. Si l'humidité de l'air traversant le filtre est supérieure à 80 %, l'efficacité augmente à mesure que les poussières se déposent; au cours d'essais de ce genre, un rendement de 72 % avec plaques propres s'est élevé à 88 % après 50 heures, à 95 % après 100 heures, à 95 % après 200 heures. Mais si l'humidité de l'air est de l'ordre de 40 %, l'efficacité obtenue avec plaques propres — par exemple 83 % — diminue avec le temps (78 % après 50 heures, 71 % après 100 heures).

De plus, les chutes de tension qui sont fréquentes au fond, quand de grosses machines sont branchées sur un même câble, influencent fortement le rendement de précipitation.

Les précipitateurs électrostatiques présentent un avantage incontestable, en ce sens qu'ils n'offrent pratiquement jamais de résistance à l'écoulement de l'air. L'expérience du Witwatersrand montre que, si un filtre est appelé à devoir fonctionner 24 heures par jour, il est plus économique d'avoir recours au précipitateur électrostatique.

§ 4. ECRANS DEFLECTEURS

Les écrans déflecteurs sont peu utilisés dans les mines de charbon pour éliminer les poussières en suspension dans l'air.

Dans le rapport de M. J. Crawford (Canada), nous trouvons que, dans les mines de l'Alberta, des écrans en toile ou autres matériaux résistant au feu sont parfois employés pour dévier l'air vers un jet de fines gouttelettes produit par un pulvérisateur ou un canon à brouillard.

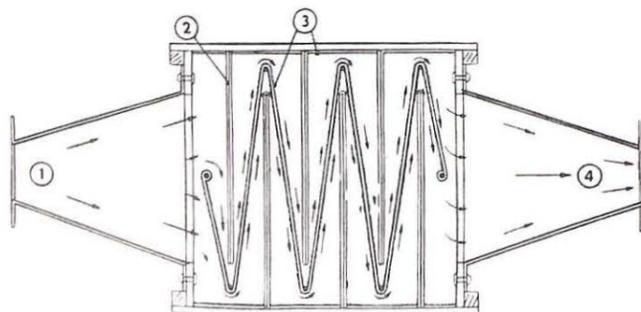


Fig. 5. — Filtre à chicanes de toile pour la séparation des poussières en suspension dans l'air et dans un gaz.

- | | |
|---------------------|----------------------|
| 1. Entrée de l'air. | 3. Velours de coton. |
| 2. Chicane. | 4. Sortie de l'air. |

Le filtre à parois (fig. 5) décrit par M. A. Winstanley peut, à la rigueur, être considéré comme une combinaison d'écrans déflecteurs.

« Ce type de filtre agissant par impact et captant les poussières à la surface d'un tissu a été mis au point par la Division de Sécurité et d'Hygiène du Ministère des Combustibles et de l'Énergie. Il comprend des parois en velours de coton synthétique (par exemple), alternant avec des chicanes disposées de telle façon que l'air empuisé vienne frapper le tissu et s'écoule le long de sa surface vers la périphérie où il heurte la paroi de la caisse, change de direction et s'écoule alors le long de l'autre face du tissu, et ainsi de suite pour une série de parois de tissu et de chicanes. Il ne règne qu'une différence de pression peu élevée entre les deux faces de chaque paroi de tissu et la résistance globale est faible étant donné que l'air ne doit pas traverser le tissu, comme c'est le cas dans les sacs filtrants et les filtres en matériaux fibreux ».

Les filtres de ce genre devraient s'avérer utiles dans le cas d'installations de dépoussiérage sélectif où l'aspiration doit être faible, pour ne retenir que les particules de poussières de moins de 20 microns; néanmoins, l'effet d'aspiration ne semble pas être affecté par une augmentation sensible de la résistance du filtre, comme c'est le cas avec les sacs filtrants et autres modèles similaires.

§ 5. VENTILATION

« 1) Dans toutes les mines et dans les galeries en cours de percement, le dispositif d'aéragé devrait être mis au point par une personne qualifiée, afin d'assurer une dilution et une évacuation efficaces des poussières en suspension dans l'air.

2) L'air fourni aux chantiers devrait être aussi pur que possible et la vitesse de l'air ne devrait, autant que possible, pas atteindre une valeur telle qu'elle puisse soulever des poussières.

3) Dans les galeries en cours de percement, le dispositif de ventilation utilisé devrait être choisi, installé et utilisé de telle façon et la ventilation devrait avoir une puissance telle que l'air des lieux de travail ne soit pas pollué par les poussières. »

Les problèmes posés par la ventilation en liaison avec l'élimination des poussières en suspension ont été abordés conjointement avec l'étude des moyens destinés à empêcher les poussières déposées de passer dans l'air. Dans les galeries principales d'aéragé et les chantiers d'abatage, de l'avis de tous, le seul remède consiste à limiter la vitesse du courant d'air. A cet effet, on propose notamment de ne pas dépasser 1,5 m/sec. : les Allemands pensent que la vitesse optimum devrait rester comprise entre 0,80 et 1,20 m/sec.

Mais c'est surtout dans le creusement des galeries que l'étude de l'aéragé a été poussée dans cette voie, car il ne suffit pas d'éliminer le bouchon de tir, mais la ventilation doit être bonne en permanence.

Le matériel utilisé (ventilateurs, canars, joints) varie de pays en pays et n'entre en ligne de compte que si l'on s'attarde à l'aspect économique du problème; ce qui nous intéresse en premier lieu est le principe de la ventilation secondaire.

De nombreux rapports ont traité le sujet. Faut-il préférer le refoulement simple, l'aspiration simple, une seule canalisation avec l'alternance de refoulement et d'aspiration, deux canalisations complètes ou une seule canalisation principale aspirante avec très courte canalisation auxiliaire soufflante ?

Le refoulement simple, à condition de placer les canars suffisamment près du front d'attaque, nettoie assez bien la « devanture » de la galerie, mais pol-

lue la galerie entière. L'aspiration simple ne pollue pas la galerie, mais il existe une zone morte des fronts presque jusqu'à la bouche du canar, où les poussières ne se diluent que par dilution naturelle. Les alternances d'aspiration et de refoulement exigent un matériel soigné : joints étanches à la pression et tout aussi étanches en dépression, ventilateurs de construction spéciale ou by-pass encombrant avec clapets hermétiques et deux ventilateurs suffisant à eux seuls à assurer le débit d'air requis soit dans un sens, soit dans l'autre.

Les deux canalisations complètes coûtent cher et laissent pratiquement toute la galerie en arrière des fronts sans ventilation.

Le seul procédé que l'on s'accorde à considérer comme le meilleur est la ventilation aspirante combinée avec le brassage de l'air à front par une petite canalisation soufflante.

Les communications de MM. Rees (Afrique du Sud), Winstanley (Royaume Uni), Berger (Etats-Unis), Cavallazzi (Italie), Kortschik (Allemagne), Duserre, Expilly et Fourestier (France), en décrivent de nombreux cas d'application.

Il faut que l'air frais d'appoint soit puisé à l'endroit où le bouchon n'a pas le temps de s'étendre après la volée, soit environ 60 m d'après les expériences françaises. Tout le monde est d'accord pour admettre que le débit de brassage doit être inférieur au débit aspiré dans la canalisation principale, mais il importe que l'air soit soufflé tout contre le front car, en plus du manque d'efficacité, un canar qui soufflerait dans le dos des ouvriers serait incommode. Le ventube fixé au plafond de la galerie, que l'on ramène en arrière juste avant la volée, semble convenir parfaitement.

Nous nous devons d'ajouter que cette méthode, peut-être très recommandable en général, amènerait à front, dans les mines profondes, de l'air à température trop élevée et peut-être avec un degré hygrométrique excessif. De plus, des dérogations devraient être accordées par le Service des Mines dans certains pays, et notamment là où les règlements sont très stricts en matière de ventilation secondaire, dans les travaux classés en troisième catégorie.

CHAPITRE VI.

POINT 6.

EQUIPEMENT DE PROTECTION INDIVIDUELLE

CONSTRUCTION ET UTILISATION DES APPAREILS RESPIRATOIRES

LES MASQUES FILTRANTS

« 1) Le personnel devrait porter des appareils de protection respiratoire dans les concentrations dangereuses de poussières qui n'auraient pu être éliminées; le personnel devrait avoir reçu une instruction convenable quant à l'emploi de ces appareils.

2) Les appareils de protection respiratoire de-

vraient être d'un modèle essayé et agréé par un organisme compétent.

3) Les appareils de protection respiratoire à filtre devraient posséder un pouvoir d'arrêt élevé pour les particules de moins de 5 microns de diamètre et présenter toujours une faible résistance à la respiration.

4) Lorsqu'on utilise des appareils de protection respiratoire à adduction d'air, cet air ne devrait pas être nuisible à la santé.

5) Les appareils de protection respiratoire devraient être régulièrement nettoyés et examinés à des intervalles appropriés.

6) Dans les exploitations de mines et de carrières et les chantiers de galeries utilisant un nombre important d'appareils de protection respiratoire, des personnes qualifiées convenablement instruites devraient être spécialement chargées de maintenir ces appareils en bon état; ce travail devrait être effectué dans un local approprié, équipé des installations nécessaires pour nettoyer les appareils respiratoires et vérifier le bon état de leur fonctionnement ».

Les appareils respiratoires ne peuvent être utiles que lorsqu'ils sont employés conjointement aux méthodes de suppression des poussières.

En règle générale, il est indispensable, en premier lieu, de prévenir la formation des poussières ou de supprimer les poussières par des méthodes reconnues.

Dans ces conditions, les appareils respiratoires peuvent être utiles lorsque des personnes sont appelées à rester pendant de courtes périodes dans les atmosphères moins saines et là où l'effort physique requis est peu important. Les Allemands ajoutent que les appareils respiratoires ne conviennent pas pour les atmosphères humides et chaudes.

Parmi les conditions auxquelles doivent satisfaire les masques filtrants anti-poussières utilisés dans les mines allemandes, M. Hohendahl (5) cite :

- un faible poids (< 250 g)
- un champ visuel bien dégagé
- un dispositif d'attache confortable
- la facilité de nettoyage
- et un faible espace mort à l'intérieur du masque.

La condition essentielle est un pouvoir d'arrêt élevé, associé à une résistance à la respiration aussi faible que possible.

Pour être complet, il conviendrait de mentionner que les masques anti-poussières actuellement sur le marché existent en différentes grandeurs, s'adaptant aux différentes formes de visage.

Les masques anti-poussières utilisés dans les mines allemandes doivent être agréés par les autorités minières. L'agrément n'est accordé qu'à la suite d'épreuves effectuées par l'Institut de Recherches sur la Silicose. Cet Institut a mis au point, sur la base de son expérience, une installation pour essai des masques anti-poussières.

En Belgique, les masques doivent être également agréés avant de pouvoir être utilisés. Nous possédons depuis longtemps une installation pour essais des masques à l'Institut National des Mines. Une nouvelle installation vient d'être équipée dernièrement à l'Institut d'Hygiène des Mines, pour déterminer le pouvoir de rétention d'un masque en nombre de particules ou en poids de poussières inférieures à 5 microns, en tenant compte des phénomènes physiologiques propres à la respiration.

(5) De l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière de Bochum.

grâce à l'emploi d'un poumon artificiel de fréquence et d'amplitude respiratoires variables.

Les normes pour l'agrément des masques varient d'un pays à l'autre.

En pratique, un masque anti-poussières doit être nettoyé et contrôlé régulièrement afin d'assurer un fonctionnement impeccable; à cet égard, il est indispensable qu'un travailleur n'utilise que son propre masque. Aussi est-il nécessaire d'inscrire sur la boîte le matricule du mineur.

Les masques devraient être distribués avant chaque poste et remis à la fin du poste à la place qui leur est réservée. Des personnes convenablement formées et consciencieuses devraient avoir la responsabilité de l'entretien des masques. Elles devraient disposer, à cet effet, d'un atelier comprenant les installations, les outils, et les pièces détachées nécessaires, ainsi que d'un emplacement approprié pour l'entreposage des masques.

L'entretien des masques anti-poussières comprend le nettoyage et la désinfection du corps du masque, ainsi que le nettoyage et l'essai des soupapes et des filtres. La figure 4 tirée du rapport de M. R. Hohendahl, qui n'a pas besoin d'être commentée, représente le schéma d'une installation destinée au nettoyage et à l'entretien de masques anti-poussières, en Allemagne.

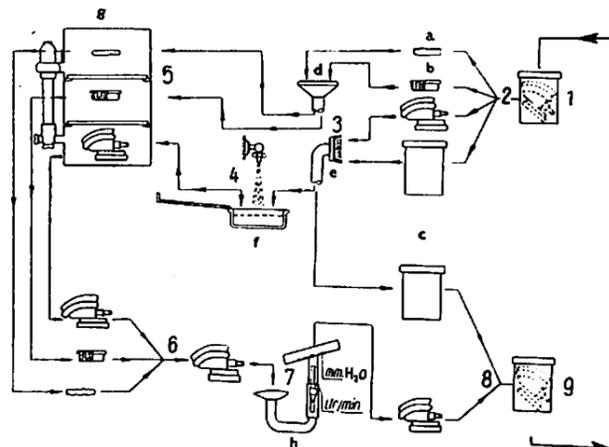


Fig. 4. — Schéma d'une installation pour le nettoyage et l'entretien des masques anti-poussières.

- a. Filtre pour grosses poussières.
- b. Filtre pour poussières fines.
- c. Boîte du masque.
- d. Nettoyage du filtre.
- e. Nettoyage à la brosse (sec).
- f. Nettoyage humide du corps du masque.
- g. Armoire de désinfection.
- h. Mesure de la résistance à la respiration.

Des appareils ont été mis au point par Dräger, Rehman et l'Institut de Recherches sur la Silicose pour le nettoyage des filtres et la détermination du pouvoir d'arrêt et de la résistance à la respiration des masques. Une installation analogue est actuellement à l'étude chez Auer.

Enfin, toutes les opérations de nettoyage devraient être effectuées en dépression afin que le per-

sonnel qui y est affecté ne soit pas exposé aux poussières.

Mais le rendement d'un masque filtrant anti-poussières ne sera cependant optimum que si le mineur lui-même est convenablement renseigné quant à son utilisation correcte et s'il est convaincu que ce masque assure une protection efficace contre les poussières.

Pour M. Hohendahl de l'Administration régionale de Bochum, l'utilisation des masques reste encore problématique, même avec la meilleure volonté du monde, malgré la perfection atteinte aujourd'hui par les masques modernes.

N'oublions pas que l'objectif final est d'organiser l'ensemble des opérations du fond de telle manière que les risques de pneumoconiose disparaissent complètement.

CHAPITRE VII.

POINT 7.

INSPECTION ET ENTRETIEN DES DISPOSITIFS ET INSTALLATIONS DE PREVENTION ET DE SUPPRESSION DES POUSSIÈRES

« 1) Tous les dispositifs de prévention et de suppression des poussières devraient faire l'objet d'un contrôle approprié destiné à vérifier qu'ils sont correctement utilisés et maintenus en bon état.

2) Le contrôle devrait être confié à des personnes qualifiées désignées à cet effet par la direction de l'entreprise ».

Toutes les mesures que l'on prend pour lutter contre les poussières doivent être régulièrement surveillées si l'on veut qu'elles soient efficaces.

M. Morhenn (6) estime que l'inspection ne doit pas être limitée au contrôle de l'équipement de suppression des poussières, mais doit aussi comprendre la vérification de la manière d'utiliser cet équipement en vue d'obtenir la plus grande efficacité possible.

Des inspecteurs devraient être instruits en ce qui concerne l'emploi correct de cet équipement et devraient être familiarisés avec les principes fondamentaux de la suppression des poussières.

CHAPITRE VIII.

POINT 8.

INSTRUCTION ET FORMATION PROFESSIONNELLE DU PERSONNEL

« 1) La responsabilité de la prévention et de la suppression des poussières devrait incomber à la direction de l'entreprise, et les travailleurs devraient y apporter leur entier concours.

2) Les cours donnés dans les centres d'apprentissage, les écoles professionnelles et techniques intéressées devraient réserver une place convenable à un enseignement sur les poussières, leurs dangers, leur prévention et leur suppression.

3) Des efforts méthodiques devraient être accomplis par la direction des entreprises en vue de familiariser les travailleurs et le personnel de maîtrise intéressés avec les raisons pour lesquelles il est indispensable d'assurer la protection de la santé de toutes les personnes exposées aux risques présentés par les poussières, et de les instruire en ce qui concerne l'application correcte des mesures prises dans le domaine de la prévention et de la suppression des poussières. »

Des cours de prévention et de suppression des poussières devraient être organisés pour tous les ingénieurs que la question doit intéresser.

Des cours de formation moins avancés que les précédents, mais de nature pratique, devraient être

organisés pour le reste du personnel de surveillance, chefs porions, surveillants de chantiers, surveillants de travaux préparatoires et surveillants des transports.

Des conférences sur la lutte contre les poussières devraient être faites par des instructeurs qualifiés aux autres ouvriers employés dans la mine.

Ces conférences devraient être accompagnées si possible de films et de projections en vue de familiariser les hommes à l'emploi des appareils de lutte contre les poussières.

Un docteur en médecine expérimenté en matière de pneumoconiose devrait montrer, au moyen de projections, les effets des poussières sur les poumons et devrait donner en langage simple des indications permettant de faire comprendre l'utilité réelle que présentent les mesures de suppression des poussières, ainsi que la nécessité d'une coopération entre le personnel et la direction de la mine dans le domaine de la prévention des pneumoconioses.

En Allemagne, M. Hohendahl signale que les organisations qui s'intéressent à la lutte contre les

(6) Directeur du Bureau divisionnaire des mines de Bonn.

poussières sont l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, les autorités minières (Administration des Mines) et l'Administration allemande des charbonnages (Deutsche Kohlenbergbau-Leitung).

A tous les stades de la formation, que ce soit à l'école professionnelle des Mines (écoles d'apprentis-mineurs), aux cours pour abatteurs, à l'école préparatoire des mines ou à l'école des mines elle-même (écoles des surveillants et porions), une place est réservée dans le programme des études, à la lutte contre les poussières. Ainsi avant de commencer à travailler dans la mine, le jeune mineur et le futur surveillant sont familiarisés avec cette question.

Dans les classes pour porions et les classes supérieures des écoles des mines, des causeries sont faites par des ingénieurs de l'Association mutuelle professionnelle. De cette manière, les futurs techniciens et techniciens supérieurs des mines complètent leur formation par une revue générale de l'état actuel des méthodes de suppression des poussières.

Dans les mines, les agents préposés à la sécurité sont responsables de toutes les questions de sécurité minière et, par conséquent, aussi de la lutte contre les poussières. Ces agents de la sécurité sont d'ordinaire des porions de quartier expérimentés ou des employés d'un rang élevé.



Fig. 5a. — Voilà comment les poussières de forage sont rendues inoffensives.



Fig. 5b. — Attends après le tir. Laisse d'abord les fumées se disperser!



Fig. 5c. — D'abord arroser - charger ensuite!

ingénieurs des mines et d'anciens porions et employés supérieurs des mines, surveille l'application des mesures de suppression des poussières. Il procède à des mesures d'empoussiérage et conseille la direction de la mine quant aux mesures à prendre pour lutter contre les poussières.

L'office divisionnaire des mines de Dortmund, qui est l'autorité minière compétente pour le bassin de la Ruhr, a organisé ses offices de district sur des bases similaires.

Parmi le matériel imprimé mis à la disposition des charbonnages figurent des tirés à part de la revue de l'Association (« Der Kompass »), qui publie régulièrement des informations sur les expériences faites en matière de suppression des poussières et sur les méthodes les plus récentes de prévention de la silicose. Des affiches illustrant divers aspects de la protection contre les poussières sont mises à la disposition des charbonnages pour des fins de formation (fig. 5). On possède également un film sonore éducatif intitulé « La silicose » et produit par l'Association.

En Belgique, nous possédons également un film intitulé « Combat avec l'ombre », tourné par le Ministère du Travail et de la Prévoyance Sociale en collaboration avec l'Institut d'Hygiène des Mines, et capable d'instruire nos mineurs.

Les sociétés qui exploitent un certain nombre de fosses possèdent en général un directeur de sécurité qui est attaché à la direction et qui est, soit un ingénieur des mines, soit un fonctionnaire supérieur.

A des intervalles de six mois, l'Association organise des séances de discussion pour les préposés à la sécurité. A des intervalles plus rapprochés, les directeurs de la sécurité, qui forment un cercle moins nombreux, se réunissent avec les experts de l'Association et discutent avec eux des questions d'intérêt régional.

D'autre part, l'Administration régionale de la Ruhr de l'Association possède un service technique qui s'occupe des aspects techniques de la protection contre les poussières. Ce service, qui comprend des

Au Royaume Uni, Hudson, et Warner, chargés des problèmes relatifs à la suppression des poussières, insistent sur l'importance du service de contrôle scientifique et technique qui, disent-ils, constitue une partie vitale et essentielle de la campagne de suppression des poussières.

Ils ajoutent :

« L'installation de l'équipement destiné au dé-poussiérage dans les mines de charbon ne représente qu'un aspect de l'attaque déclenchée contre les poussières.

Pour atteindre le maximum d'efficacité en matière de suppression des poussières, le meilleur moyen est de recourir à un système périodique d'échantillonnage, de surveillance et d'inspection ».

Pour mener cette campagne, il est nécessaire de disposer d'un personnel compétent formé et éduqué pour remplir les activités suivantes :

- 1) introduire les mesures de suppression des poussières dans les mines, enseigner la main-d'œuvre à les utiliser au maximum, à les surveiller et à veiller à leur entretien;
- 2) prélever les échantillons dans l'air ambiant en vue d'évaluer la teneur en poussières;
- 3) procéder en laboratoire aux analyses des échantillons prélevés.

Pour mettre sur pied un service de surveillance et de contrôle courant, il est indispensable que le personnel des cadres soit entraîné à accomplir les diverses tâches qui lui incombent.

Des cours d'entraînement et des programmes bien précis ont été donnés en Angleterre au cours de ces quatre ou cinq dernières années sur les sujets suivants :

- 1) Entraînement du personnel corrélatif à l'application des mesures de suppression des poussières.
- 2) Entraînement du personnel aux méthodes d'échantillonnage.
- 3) Entraînement du personnel aux méthodes d'analyse en laboratoire.

Dans tout domaine exigeant l'effort de l'homme, la formation du personnel produit les meilleurs résultats. La lutte contre les maladies dues aux poussières ne fait pas exception à cette règle.

CHAPITRE IX.

POINT 9.

PROBLEMES SPECIAUX

§ 1. LA SCHISTIFICATION DANS LES MINES DE CHARBON

« Les poussières utilisées pour la neutralisation des poussières combustibles dans les mines de charbon ne devraient pas présenter de risque pour la santé ».

La schistification a pour but essentiel de répandre des poussières stériles sur des poussières combustibles de telle façon que le mélange ainsi formé ne puisse s'enflammer. Les mesures à prendre — quantités de stériles, qualité du mélange — sont partout édictées avec précision et appliquées suivant les règlements propres à chaque pays.

Dans une mine où la lutte contre les poussières est engagée à fond, toutes les mesures de prévention mises en œuvre dans les chantiers, ainsi que la consolidation des poussières en voies, réduisent la production et l'accumulation de poussières combustibles et renforcent automatiquement la sécurité du travail. Mais devant l'impossibilité de supprimer complètement les dépôts de poussières, on doit procéder périodiquement à leur enlèvement et l'on se trouve ainsi dans l'obligation de neutraliser l'apport constant des particules charbonneuses. Enlèvement des poussières combustibles et épandage de stériles remettent en suspension dans l'air des particules pouvant présenter un certain risque de silicose.

La neutralisation locale et temporaire par arrosage ne pose pas de problème et, si elle est correctement effectuée, ne produit aucun soulèvement de poussières, tandis que la neutralisation générale et permanente n'est réalisable que par schistification et confection d'arrêts-barrages.

Les stériles déposés sur les arrêts-barrages doivent être dispersés et entraînés par le courant d'air en cas d'explosion, mais ne peuvent être soulevés

en temps normal. Il est donc indiqué, de l'avis des experts, de limiter la vitesse de l'air surtout dans les galeries principales d'aéragé.

D'autre part, les renouvellements périodiques de ces charges de stériles entraînent fatalement un accroissement de l'empoussiérage et c'est pourquoi il est souhaitable que ce travail se fasse en l'absence de personnel dans la mine.

M. R. Hohendahl (Allemagne) signale que de nombreux cas de silicose ont été reconnus chez des mineurs qui n'avaient jamais été employés à d'autres travaux que la schistification. La poussière stérile était tout simplement obtenue par broyage des schistes provenant du fond ou de roches extraites dans les carrières avoisinant les mines. Devant cet état de choses, l'Office Divisionnaire des Mines de Dortmund a édicté des dispositions relatives au contrôle des poussières stériles de schistification, portant sur la teneur en résidus insolubles dans l'acide chlorhydrique, la teneur en particules fines égales ou inférieures à 20 μ , la teneur en silice totale dans la fraction de particules égales ou inférieures à 20 μ , la teneur en quartz des particules très fines inférieures à 5 μ , l'alcalinité de la poussière globale.

Les règlements en vigueur dans les mines des divers pays représentés imposent ou recommandent que les stériles de schistification ne soient pas nocifs; il semble donc opportun de fixer une teneur limite en silice libre et totale mais, de l'avis de M. Drouard (France), « on devrait laisser à chaque pays minier le soin d'adopter, tant pour les prescriptions et recommandations que pour le contrôle, les modalités qui s'adaptent le mieux à ses méthodes habituelles ».

§ 2. L'ALTITUDE

Le rapport présenté par M. Llosa (Pérou) indique que les mines péruviennes sont situées entre 3960 et 5180 m au-dessus du niveau de la mer. La ventilation et en particulier l'aérage secondaire y revêtent une importance extraordinaire, du fait qu'un ouvrier travaillant à ces altitudes doit inhaler 2 à 3 fois plus d'air qu'au niveau de la mer, pour compenser la teneur moins élevée en oxygène de

l'atmosphère. Il en résulte que la silicose y présente un risque sensiblement plus grave par suite de la vitesse accrue du courant d'air et l'amplitude de chaque inspiration.

L'aspect physiologique du problème est prépondérant, le travail n'étant en fait supporté que par les « high altitude men ».

§ 3. LA TEMPERATURE ET L'HUMIDITE

Les problèmes de température et d'humidité semblent à première vue n'avoir aucun point commun avec la lutte contre les poussières telle qu'elle a été envisagée à la Réunion de Genève.

Cependant, M. Mc Intyre (Afrique du Sud) fait remarquer que, dans les mines profondes, pour maintenir des conditions de travail acceptables, on doit limiter les apports de calories en provenance des parois en maintenant sèches au maximum les surfaces de roches découvertes. Ce n'est évidemment pas le cas dans les mines humides, mais cette pratique est plus facilement réalisable si l'on élimine toutes les poussières à leur point de formation.

D'autre part, M. A. Houberechts signale que l'emploi des méthodes humides de lutte contre les poussières risque de rendre les conditions climatiques plus mauvaises dans les mines chaudes. Le relèvement du degré hygrométrique est relativement faible pour l'injection d'eau en veine, mais plus important pour la pulvérisation pendant l'abatage et le transport.

Dès lors, si l'on s'impose une certaine température effective à ne pas dépasser, on peut être limité dans l'emploi des moyens humides au moment où l'on est obligé d'accroître le débit d'air de ventilation pour des raisons climatiques. Par ailleurs l'essoufflement des sujets travaillant dans une atmosphère chaude facilite la pénétration des poussières dans le poumon et accroît le risque pneumoconiotique.

C'est pourquoi la « climatisation des chantiers miniers chauds et humides » (rapport Belgique 9) apporte une solution à ce problème. M. Houberechts y étudie le climat dans les chantiers miniers profonds, les facteurs déterminants du climat dans la taille, l'influence de l'équipement mécanique sur le climat de la taille, l'amélioration du climat en taille par l'augmentation du débit de ventilation, l'amélioration du climat en taille par réduction de la température de l'air au pied de la taille et l'abaissement artificiel de la température de l'air à l'entrée de la taille. Un examen détaillé de ce dernier procédé montre qu'il provoque un séchage accentué de l'air et, par conséquent, qu'il compense de façon adéquate l'humidification résultant de la pulvérisation et de l'injection d'eau dans le massif.

Ces vues théoriques ont été entièrement confirmées par l'expérience. En effet, dès la mise en service de la première installation de climatisation dans un charbonnage du Bassin de la Campine, on a pu, dans la taille réfrigérée, mettre en train l'injection d'eau en veine, puis introduire l'emploi de marteaux à pulvérisation, auparavant exclus par la haute température et l'état hygrométrique élevé de l'air.

L'étude systématique de toutes les causes d'échauffement et d'humidification de l'air de ventilation apporte donc une aide indirecte à la lutte contre les poussières, qui resterait vaine dans les mines profondes si elle entraînait un climat trop pénible.

CHAPITRE X.

POINT 10.

COLLABORATION SUR LE PLAN INTERNATIONAL

La réunion d'experts a estimé en premier lieu qu'il serait hautement désirable de développer les échanges d'informations et d'expériences parmi tous les pays intéressés à la prévention et à la suppression des poussières dans les mines et qu'il conviendrait qu'un organisme central recueille et diffuse à cet effet les renseignements de caractère administratif, technique ou scientifique.

En vue de permettre à cet organisme central de s'acquitter efficacement de sa tâche, chaque pays devrait lui communiquer, dans la langue originale et au moment de leur parution, les publications

telles que règlements, recommandations, circulaires, rapports portant sur des essais ou des recherches, descriptions de nouvelles installations et méthodes et, d'une manière générale, le texte complet ou un résumé des publications relatives à la prévention et à la suppression des poussières.

L'organisme central publierait, à des intervalles convenables et sous une forme appropriée, de brefs comptes rendus de ces publications et fournirait les originaux sur demande.

La réunion a estimé que cet « organisme central » ne pourrait être institué sous de meilleurs auspices

que ceux de l'Organisation Internationale du Travail et elle a, par conséquent, décidé d'exprimer le souhait que le Conseil d'Administration veuille bien autoriser le Bureau International du Travail à remplir les fonctions de Centre International d'Informations sur la prévention et la suppression des poussières dans les mines, les galeries et les carrières.

La réunion a en outre estimé qu'un rapport général portant sur les questions relatives à la prévention et à la suppression des poussières dans les mines devrait être communiqué chaque année à

l'organisme central par chacun des pays intéressés et qu'en vue de faciliter leur comparaison, ces rapports annuels devraient être établis sur une base uniforme. Les rapports en question devraient comprendre une bibliographie des publications parues dans chaque pays.

Sur la base de ces rapports annuels, l'organisme central devrait établir un rapport général, lequel devrait insister plus particulièrement sur les questions pour lesquelles des progrès marqués ont été faits, ainsi que sur les tâches les plus urgentes qui restent à accomplir.

ANNEXE

Liste des rapports préparés en vue de la réunion

Allemagne

Essai et expertise des masques anti-poussières en Allemagne. Par D. Hasenclever, physicien diplômé, Institut de recherches sur les poussières de la Fédération centrale des associations mutuelles professionnelles d'assurance contre les accidents, Bonn.

La détermination minéralogique du risque de silicose présenté par les roches, les poussières de forage et les poussières en suspension. Par M. Landwehr, ingénieur des mines, directeur technique de l'Institut de recherches sur la silicose de l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, Bochum.

Prévention de la formation des poussières dans l'exploitation des mines métalliques. Par R. Kortschik, ingénieur des mines, Institut de recherches sur la silicose de l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, Bochum.

La prévention et la suppression des poussières aux points mêmes de leur formation au cours du transport. Par R. Kortschik.

La prévention des poussières aux points mêmes de leur formation lors du tir des explosifs. Par R. Kortschik.

Echantillonnage, mesure et analyse des poussières en suspension. Par W. Walkenhorst, chef de la Section de physique de l'Institut de recherches sur la silicose de l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, Bochum.

Utilisation d'agents mouillants. Par H. Neu, directeur du Laboratoire de chimie de l'Institut de recherches sur la silicose de l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, Bochum.

La consolidation des dépôts de poussières par l'application de sels. Par H. Neu.

Elimination des poussières en suspension dans l'air. Par R. Kahleyss, directeur de la Section technique de l'Administration régionale de Bochum de l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, Bochum.

Formation et éducation du personnel en matière de lutte contre les poussières dans les mines. Par

R. Hohendahl, Administration régionale de Bochum de l'Association mutuelle professionnelle d'assurance contre les accidents dans l'industrie minière, Bochum.

Schistification. Par R. Hohendahl.

Règlements visant la protection de la santé contre les poussières nocives dans les mines. Par E. Morhenn, directeur de l'Office divisionnaire des mines, Bonn.

Protection contre les poussières dans le travail de la pierre au moyen d'installations d'aspiration et de masques à adduction d'air frais. Par A. Lämmert, directeur de l'Institut de recherches sur les poussières de la Fédération des associations mutuelles professionnelles d'assurance contre les accidents, Bonn.

La lutte contre les poussières dans les diverses méthodes de remblayage. Par R. Kortschik.

La prévention et la suppression des poussières de forage. Par P. Kortschik.

Injection d'eau en veine. Par R. Kortschik.

Haveuses et machines diverses à abattre le charbon. Par R. Kortschik.

La suppression des poussières lors du chargement des produits et déblais. Par R. Kortschik.

Marteaux-piqueurs pneumatiques. Par R. Kortschik.

Construction et utilisation des masques anti-poussières. Par R. Hohendahl.

La lutte contre les poussières dans les mines allemandes par E. Morhenn.

Australie

Aperçu des méthodes de suppression des poussières appliquées dans les mines de charbon de la Nouvelle-Galles du Sud. Par F. M. Jefferson, directeur de mine, Coalcliff Colliery, Nouvelle-Galles du Sud.

L'aérage des mines en Australie occidentale. Par A. W. Ibbotson et J.M. Faichney, inspecteurs adjoints des mines, Département des mines de l'Australie occidentale.

Autriche

Critères qualitatifs et quantitatifs pour l'évaluation pratique, sur la base de mesures conimétriques,

des risques présentés par les poussières. Par H. Zechner, directeur du Centre autrichien de lutte contre les poussières (silicose), Leoben.

La prévention et la suppression des poussières dans les mines. Par F. Bartosch, ingénieur des mines directeur et chef de division de l'Administration centrale des mines, Vienne.

Belgique

Injection d'eau dans les couches de charbon au moyen d'explosif. Par E. Demelene, ingénieur principal divisionnaire du Corps des Mines, Mons.

Influence du captage de grisou sur la teneur en poussières du courant d'air des mines grisouteuses. Par E. Demelene.

La lutte contre les poussières dans les mines de charbon. Par A. Houberechts, directeur de l'Institut d'hygiène des mines, Hasselt.

La suppression des poussières par injection d'eau dans le massif. Par A. Houberechts.

La suppression des poussières dans l'utilisation des marteaux-piqueurs pneumatiques. Par A. Houberechts.

La lutte contre les poussières par pulvérisation d'eau. Par A. Houberechts.

Agents mouillants. Par A. Houberechts.

Echantillonnage, mesure et analyse des poussières, par A. Houberechts.

La climatisation des chantiers miniers chauds et humides. Par A. Houberechts.

Lutte contre les poussières. Quelques résultats obtenus dans les mines du Bassin Houiller de Liège. Par H. Callut, J. Fripiat et J. Stassen.

B. I. T.

Législation concernant les précautions contre les poussières de charbon dans les exploitations minières souterraines. Préparé par le B.I.T.

Législation relative aux précautions contre les risques pour la santé dus aux poussières dans les mines. Préparé par le B.I.T.

Collaboration internationale dans le domaine de la prévention et de la suppression des poussières dans les mines, les galeries et les carrières. Préparé par le B.I.T.

Canada

Observations relatives à la lutte contre les poussières dans les mines canadiennes. Par J. Crawford, directeur des mines, Edmonton, Alberta.

U. S. A.

Prévention de la formation des poussières. Par L. B. Berger, chef du Service d'hygiène, Bureau des Mines, Pittsburgh, Pa.

Suppression des poussières aux points mêmes de leur formation dans les travaux souterrains. Par L. B. Berger.

La prévention de la formation des poussières. Par P. K. Reed, représentant international spécial des « United Mine Workers », Washington, D. C.

France

Etat actuel, en France, de la prévention de la silicose dans les travaux publics en souterrains et dans les chantiers générateurs de poussières de silice. Par P. Expilly, ingénieur-conseil de l'Organisme professionnel de prévention du bâtiment et des travaux publics, Paris.

Mesures et études d'empoussièrement dans les travaux souterrains des entreprises de travaux publics. Par P. Expilly.

Instruction et formation professionnelle du personnel au point de vue de la prévention de la silicose sur les chantiers de travaux publics. Par le Dr. R. Nussbaum, médecin du travail, Centre interentreprises des chantiers de Luz-Saint-Sauveur (Hautes-Pyrénées).

La détermination quantitative de la silice cristallisée par l'analyse thermique différentielle. Par H. Sauzeat, chef du Centre d'études des poussières des houillères du Bassin de la Loire, Saint-Etienne.

La ventilation rationnelle des galeries souterraines en cours de creusement. Par J. Fourestier, ingénieur, adjoint au chef du Service de prévention et sécurité d'Electricité de France, Paris.

La lutte contre les poussières dans les mines de fer de Segré (Maine-et-Loire).

La lutte contre les poussières dans les ardoisiers d'Angers. Par M. Tesson, ingénieur en chef de la Commission des Ardoisiers d'Angers.

La prévention de la silicose dans les mines et usines de Salsigne. Par M. Lyonnais, directeur technique des Mines et Usines de Salsigne, La Combe du Saut (Aude).

L'infusion d'eau au massif dans les mines de charbon de Brassac. Par M. Perroud, ingénieur aux Houillères du Bassin d'Auvergne, Clermont-Ferrand.

La lutte contre les poussières dans les Houillères du Bassin des Cévennes. Par M. Hubert, ingénieur principal aux Houillères du Bassin des Cévennes, Alès (Gard).

L'abatage des poussières au groupe de Sarre et Moselle des Houillères du Bassin de Lorraine. Par J. Chappellon, ingénieur divisionnaire au Groupe de Sarre et Moselle, Merlebach.

Quelques aspects de la lutte contre les poussières dans les charbonnages de la Régie des Mines de la Sarre. Par M. Rittner, ingénieur divisionnaire, chef de la Station de lutte contre les poussières, Sarrebruck.

La suppression des poussières de havage par havage humide. Par M. Bessière, ingénieur divisionnaire, chef du Service de sécurité de la Régie des Mines de la Sarre, Sarrebruck.

La suppression des poussières par injection d'eau dans le massif. Par M. Bernos, ingénieur principal, chef du Siège de Maybach de la Régie des Mines de la Sarre.

Italie

Instruction et formation professionnelle du personnel. Par G. Gugliormella.

Nouvel appareil de captage à sec des poussières produites au cours de la perforation. Par G. Borsari,

ingénieur, Société minière du Siele, Santa Fiora (Grosseto).

Suppression des poussières dans les mines de Pestarena. Par A. Sanna, ingénieur, Pestarena (Novare).

La lutte contre les poussières dans les chantiers souterrains. Par E. Margary, ingénieur, Direction centrale des mines de la Société nationale «Cogne», Aoste.

La ventilation en tant que mesure de lutte contre les poussières dans les traçages rapides de galeries dans les mines de Montevecchio (Sardaigne). Par R. Cavallazi, ingénieur, Montevecchio.

La lutte contre les poussières dans les mines de la Société « Talco e Grafite Val Chisone ». Par P. Sartorio, ingénieur.

La lutte contre la silicose dans les mines d'Ingurtosu. Par A. Caroli, ingénieur de la Société minière et métallurgique de Pertusola, Ingurtosu (Sardaigne).

L'amélioration de l'atmosphère dans les chantiers et galeries en cours de percement. Par G. Marcello, ingénieur constructeur, Société de constructions industrielles et de travaux publics, Rome.

Norvège

Le problème des poussières dans les longues galeries de grande section où le transport des matériaux s'effectue au moyen de véhicules à moteur Diesel. Par G. Stølen, inspecteur des fabriques Bodo.

Pays-Bas

Utilisation de neige carbonique pour le tir des explosifs. Par W.P.M. Matla, chimiste attaché au Service médical des mines de charbon des Pays-Bas Heerlen.

L'action d'autonettoyage du courant d'aérage dans les mines. Par W.P.M. Matla.

Mesures prises dans les mines de charbon des Pays-Bas en vue de la prévention et de la suppression des poussières. Par W.P.M. Matla, chimiste attaché au Service médical des mines de charbon des Pays-Bas, D. J. Knuttel et C. J. Pickee, inspecteurs principaux des mines.

Pérou

Etude et essai d'un injecteur d'air pour l'aérage secondaire à haute altitude. Par M. Llosa, chef du Département des études techniques à la Direction des mines, Lima.

Royaume Uni

Echantillonnage et analyse des poussières en suspension aux fins de contrôle. Par D. Hicks, directeur du contrôle scientifique, Office national du charbon, Londres.

La consolidation des poussières dans les galeries de mines. Par F. Bradshaw et A. L. Godbert, fonctionnaires chargés des études scientifiques au Centre de recherches sur la sécurité dans les mines, Ministère des combustibles et de l'énergie.

Cours de formation en matière de suppression des poussières. Par A. Hudson, surveillant divisionnaire chargé de la suppression des poussières et ingénieur de sécurité, et C. C. Warner, technicien chargé des problèmes relatifs à la suppression des poussières, Division du Sud-Ouest de l'Office national du charbon.

La prévention de la formation des poussières aux points de transbordement et de chargement au fond. Par J. Shaw, directeur technique d'un groupe, et F. Henley Price, directeur du Bureau divisionnaire des études scientifiques, Division du Sud-Est, Office national du charbon.

Suppression des poussières aux points mêmes de leur formation. Par A. Horner, secrétaire général du Syndicat national des mineurs, Londres.

Prévention de la mise en suspension des poussières déposées. Par A. Horner.

Recherches sur la production des poussières lors des opérations de forage dans les mines. Par J. T. Burdekin, Institut de recherches sur la sécurité dans les mines, Ministère des combustibles et de l'énergie, Sheffield.

Détermination du taux de concentration des poussières en suspension dans l'air des mines. Par A.H. A. Wynn, directeur de l'Institut de recherches sur la sécurité dans les mines, Ministère des combustibles et de l'énergie, Sheffield.

Prévention et suppression des poussières dans l'abatage et le chargement du charbon au moyen de procédés humides. Par A. Winstanley, inspecteur en chef adjoint des mines, Ministère des combustibles et de l'énergie, Londres.

Prévention et suppression des poussières dans l'abatage et le chargement du charbon au moyen de procédés à sec. Par A. Winstanley.

Construction des haveuses et des perforatrices en vue de la suppression des poussières. Par H.L. Willett, ingénieur en chef des mines chargé de l'exploitation, et W. L. Graham Nash, Département de la production, Office national du charbon.

Suède

Echantillonnage et analyse des poussières dans les mines et carrières suédoises. Par G. Fröman, inspecteur des mines de l'Etat, Lulea.

Mesures d'empoussièrement et précautions contre les poussières dans la mine de Laisvall en Suède. Par T. Sjöqvist, ingénieur de sécurité, Compagnie minière Boliden, Boliden.

Etude de la formation des poussières dans le forage au rocher à l'aide de marteaux pneumatiques à injection d'eau. Par T. Karlen, ingénieur, chef du Laboratoire de mécanique à la Société AB Atlas Diesel, Stockholm.

Suisse

Mesures prises et expérience faites en Suisse en matière de lutte contre les poussières dans les chantiers et galeries. Par A. Chavanel, ingénieur, chef de la Section génie civil, Service de prévention des accidents, Caisse nationale suisse d'assurance en cas d'accidents, Lucerne.

Recherches pratiques dans le domaine des poussières. Par H. Gessner, chef de département au Laboratoire fédéral d'essai des matériaux, Zurich.

Union Sud-Africaine

Progrès récents de la technique du contrôle et de la suppression des poussières dans les mines du Witwatersrand. Par J.P. Rees, chef du Département des poussières et de l'aérage, Laboratoire de recherches de la Chambre des Mines du Transvaal, Johannesburg.

Contrôle de l'eau et des poussières dans l'aérage d'une mine d'or profonde du Witwatersrand. Par J. T. Mc Intyre, ingénieur chargé de l'aérage d'un groupe, New Consolidated Goldfields Ltd, Johannesburg.

Filtration des poussières dans les mines d'or sud-africaines. Par D. G. Beadle, Laboratoire des poussières et de l'aérage, Laboratoire de recherches de la Chambre des mines du Transvaal, Johannesburg.

Quelques résultats d'échantillonnage avec le précipitateur thermique dans les mines d'or du Witwatersrand. Par P. H. Kitto et S.R. Rabson, Laboratoire de recherches de la Chambre des mines du Transvaal, Johannesburg.

Progrès récents en matière d'échantillonnage des poussières dans les mines d'or sud-africaines. Par D. G. Beadle.

La formation des techniciens en matière d'aérage dans les mines d'or. Membres de la Chambre des mines du Transvaal. Par J.P. Rees.

Un essai d'injection d'eau en veine au Charbonnage d'Hensies-Pommerœul

par J. MOMBEL,
Ingénieur au Corps des Mines.

RESUME

Het doordrenken met water onder druk van de af te bouwen steenkoollagen is een van de doelmatigste stofbestrijdingsmiddelen in de pijlers.

Onderhavige bijdrage beschrijft de inspuittingsproeven die op de zetel Louis Lambert van de Charbonnages d'Hensies-Pommerœul uitgevoerd werden. Tijdsopnamen van het inspuittingsproces worden gegeven. Het belang van een doelmatige aanpassing van het inspuitingsschema aan de plaatselijke omstandigheden wordt in het licht gesteld.

Een eenvoudige verbetering van dit schema maakte het mogelijk de doelmatigheid van de stofbestrijding, aan de kop van de pijler, van 35 % tot 44 % op te drijven. Deze doelmatigheid werd afgeleid uit de bepaling met een meetfilter (« vingerhoed » van Soxhlet) van het gewichtsgehalte aan stof in de ventilatielucht.

Uit deze proeven kunnen onder anderen volgende besluiten getrokken worden :

— *Als kenmerkende grootheden van de insputting dienen de druk en de duur van de insputting, en niet het ingespoten debiet, genomen worden.*

— *De spuitgaten mogen niet te dicht bij elkaar liggen, daar hierdoor lekken tussen de verschillende boorgaten kunnen ontstaan, die de hydraulische druk in het massief doen afnemen.*

Het is onontbeerlijk het water diep genoeg, t.i.z. vóór de sterk gespleten zone langs het afbouwfront, in te spuiten.

SAMENVATTING

L'injection d'eau sous pression, dans les couches de houille en cours d'exploitation, constitue un des moyens les plus efficaces de lutte contre les poussières en taille.

Le présent article décrit des expériences d'injection effectuées au siège Louis Lambert des Charbonnages d'Hensies-Pommerœul. Il fournit des chronométrages des opérations d'injection et montre l'importance d'une bonne adaptation du schéma d'injection aux circonstances locales.

Une simple correction de ce schéma permet de faire passer le rendement de suppression de poussière, en tête de taille, de 35 à 44 %. Ce rendement a été déterminé par mesure de la teneur pondérale de poussières dans l'air, à l'aide d'un appareil filtrant (Dé de Soxhlet).

Parmi les conclusions qui se dégagent de ces essais figurent :

— *La nécessité de prendre comme variables caractéristiques de l'injection la pression et la durée d'injection par trou, et non pas le débit injecté.*

— *Le danger d'un rapprochement exagéré des trous, qui peut provoquer des fuites entre fourneaux, diminuant la pression hydraulique dans le massif.*

— *La nécessité d'injecter en avant de la zone fortement fissurée du front.*

Introduction.

Depuis des années, le problème de la lutte contre les poussières atmosphériques, dans les travaux souterrains des mines, retient l'attention des exploitants de nos charbonnages et de l'Administration des Mines.

Chargé par cette dernière d'effectuer une étude approfondie des possibilités d'améliorer les conditions de salubrité du travail en taille, l'auteur de cette note a entrepris au début de 1952, en collaboration avec la Direction du charbonnage d'Hensies-Pommerœul, des essais d'injection d'eau en veine

que des circonstances indépendantes de sa volonté l'ont forcé à abandonner prématurément.

Il pense cependant intéressant de publier les résultats obtenus, parce qu'ils permettent de se rendre compte, par un exemple chiffré, de la grande importance d'une bonne mise au point préalable du schéma d'injection adopté, et d'une surveillance effective du personnel chargé de le mettre en œuvre.

I. — Généralités sur l'injection d'eau en veine.

Une des causes fondamentales de la mise en suspension, dans l'air de ventilation d'une taille, de poussières de charbon et de schiste est l'existence, avant tout travail d'abattage, de poussières dans le réseau de fines cassures qui divisent le charbon dans son gisement.

Certaines de ces cassures résultent de déformations tectoniques qui ont affecté la couche; ce sont les clivages, indépendants du mode d'exploitation. Mais il s'y superpose, au voisinage du front de taille, un réseau de cassures plus ou moins ouvertes, provoquées par les surpressions d'appui des roches du toit en avant du front. Ce second réseau est étroitement lié au mode d'exploitation : type de soutènement, contrôle du toit, vitesse d'avancement du front, etc...

Un des principes de base de la lutte contre les poussières est d'attaquer le mal à sa source, et d'empêcher le soulèvement des poussières plutôt que d'essayer de les abattre.

L'injection d'eau en veine a pour but de fixer les poussières du charbon et des intercalaires, contenues

dans les fissures de la veine, par de l'eau introduite sous pression dans des trous de sonde régulièrement espacés, creusés dans la veine en avant du front de taille. Ce procédé a fait l'objet de publications de l'Institut d'Hygiène des Mines de Hasselt.

Ces publications constituent une abondante documentation qui nous dispense d'une description plus détaillée du procédé, bien connu des exploitants.

Remarquons cependant que l'injection d'eau en veine n'aura une grande efficacité que pour autant que l'eau pénètre dans toutes les fissures. La pression nécessaire pour assurer un mouillage complet est déterminée par les lois de la capillarité; elle doit être d'autant plus grande que les fissures sont plus fines. Au voisinage du front de taille, les cassures d'exploitation risquent de créer des chemins de fuite à faible résistance hydraulique, faisant tomber la pression d'eau dans le trou et réduisant d'autant la pénétration dans les fins clivages. Le cas le plus favorable à l'injection est celui d'un charbon dont les clivages sont suffisamment ouverts et ont presque tous la même importance.

A défaut d'existence de ces conditions favorables à proximité immédiate du front, il faut les rechercher à plus grande profondeur, en injectant sous une pression plus forte dans des trous plus profonds.

La fissuration du toit et du mur doit également être prise en considération, car elle risque de provoquer une altération dangereuse de la tenue des terrains lorsqu'elle est le siège d'une infiltration d'eau. Un approfondissement de trous d'injection peut permettre d'opérer entre un toit et un mur moins fissurés.

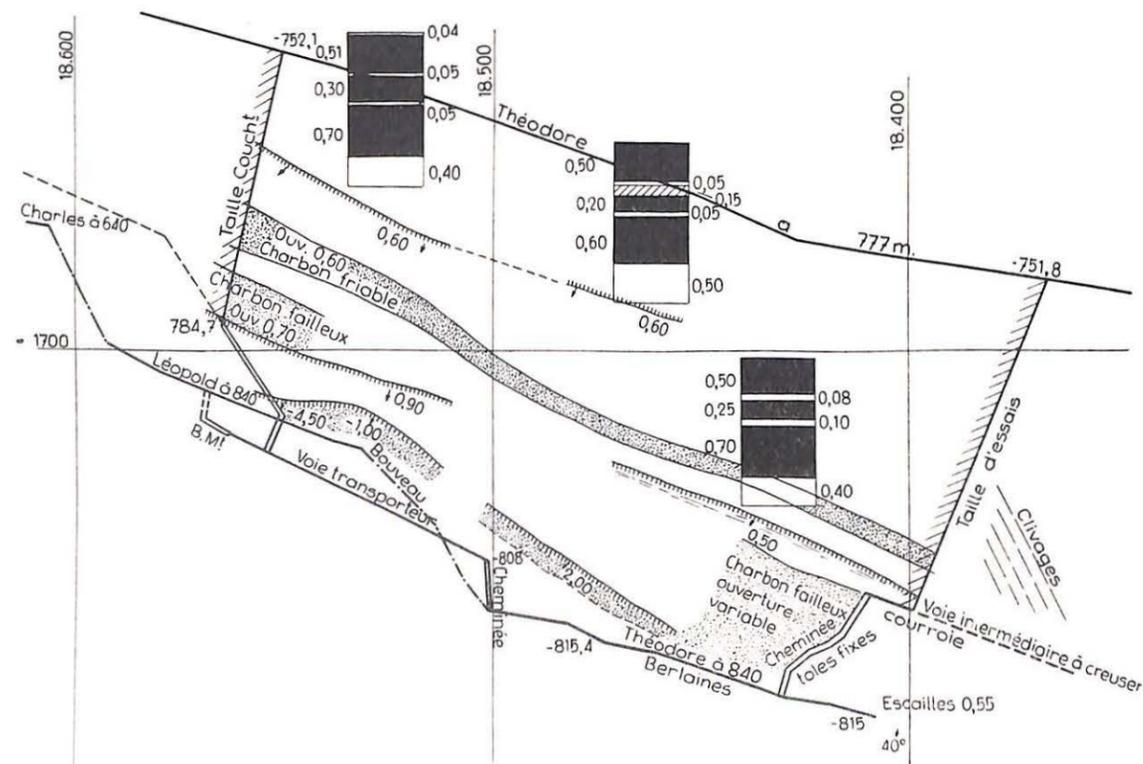


Fig. 1. — Taille Théodore levant II, à 840 m.

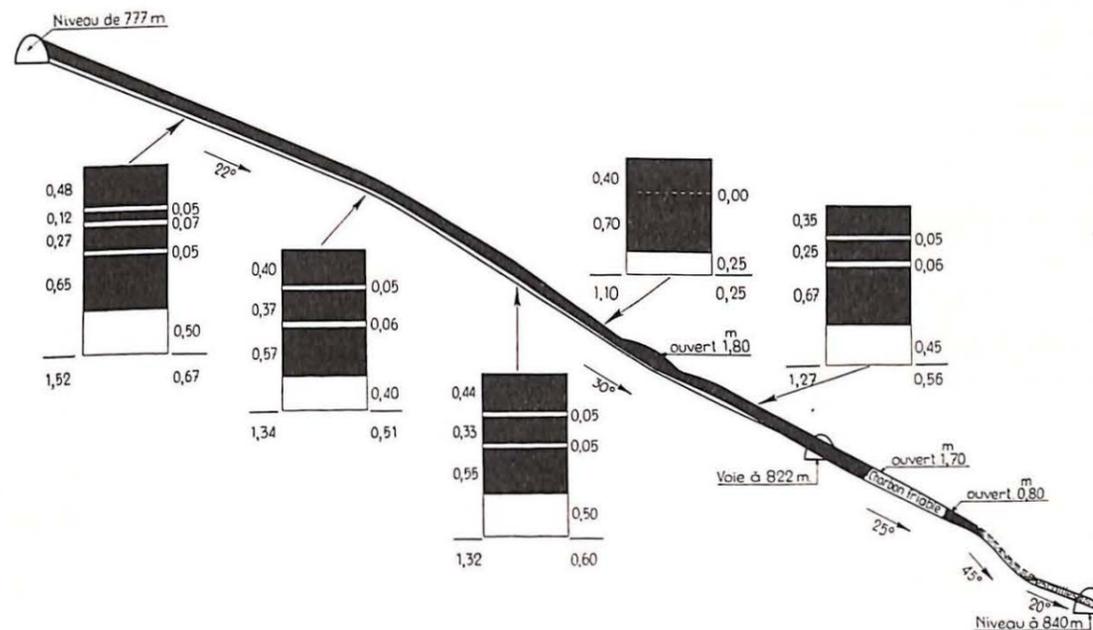


Fig. 2. — Profil de la taille Théodore levant II à 840 m.

Le découpage de la veine par des intercalations stériles peut avoir une grosse importance, car certaines de ces intercalations, peu perméables, peuvent isoler une partie des trous d'injection, et empêcher ainsi la fixation d'une partie des poussières de la veine.

Il n'existe pas de schéma passe-partout pour l'injection d'eau en veine. La profondeur de trous, leur écartement, leur distribution (en ligne ou en quinconce), leur orientation (horizontaux, ou plongeants), la pression et le temps d'injection doivent être soigneusement déterminés dans chaque cas particulier, et contrôlés à l'aide d'un appareillage adéquat.

II. — Appareillage d'injection d'eau.

Une pompe à engrenage, portant un manomètre et un débitmètre, est placée dans la voie de tête de taille. Elle comprime l'eau à une pression de l'ordre de 40 kg/cm², et l'envoie, par un flexible monté sur tambour-dévidoir, à une canne d'injection.

Les trous sont injectés successivement, et le flexible est déroulé progressivement.

La canne d'injection Colinet, du type bien connu, porte à son extrémité de sortie de l'eau un anneau en caoutchouc, et, à l'autre extrémité un piston hydraulique qui provoque la compression axiale et la dilatation radiale du caoutchouc. Ce dernier forme un joint d'étanchéité, au fond du trou, s'opposant au retour de l'eau sous pression par le fourneau. La canne utilisée n'était malheureusement pas pourvue d'appareil de mesure.

Le creusement des trous d'injection, disposés horizontalement suivant la direction de la couche, se fait au moyen d'une foreuse pneumatique rotative.

L'équipe d'injection comporte un foreur, un injecteur, un aide-injecteur chargé de tirer le flexi-

ble et de dérouler le cordon de sonnette qui sert à donner des signaux à un préposé à la pompe; un homme en tête de taille s'occupe du flexible et de la signalisation. En tout, il y a cinq hommes qui travaillent tout le poste à la même taille.

III. — Description du chantier.

La figure 1 donne le plan d'ensemble du chantier, tandis que la figure 2 représente la coupe de la taille.

La couche Théodore, présente, dans le chantier étudié du gisement II du siège Louis Lambert, une allure dérangée vers le bas de l'étage de 840 m. Le tableau I en donne la composition moyenne :

TABLEAU I.

Haut toit	Bancs gréseux	5 m	
Bas toit	Psammites		
Veine Théodore	Charbon	0,38	
	Haveries		0,06
	Charbon	0,10	
	Schiste noir		0,02
	Charbon	0,20	
	Schiste noir		0,05
	Charbon	0,10	
Mur	Schiste noir	0,60	0,02
	Faux mur		0,25

L'ouverture est de 1,76 m pour une puissance de 1,58 m. La pente moyenne est de 27°. Dans la taille chassante levant, siège des expériences, les clivages

font un angle de 50° avec le front, et de 35° avec la pente, dont ils s'écartent vers le pied de taille.

Le chantier comporte :

- une voie de tête de taille, à 777 m, soutenue par des cadres TH, de 7 m² de section;
- une taille chassante longue de 98 m;
- une voie de pied à 822 m, soutenue par cadres TH de 9,5 m² de section, à la pose;
- une cheminée en étroite, suivant la pente, de 37 m de long, en cours de recarrage pendant les essais;
- une voie de niveau à 840 m, soutenue par cadres TH.

En taille, la havée est de 1,20 m. Le soutènement consiste en bèles (bois demi-ronds) de 2,5 m de longueur posées parallèlement au front sur trois étançons métalliques de type Gerlach modèle 50. Le toit est foudroyé sur piles de bois équarris, de 1,50 m de côté, écartées de 5 m d'axe en axe. Ce soutènement subit une assez forte pression; le charbon est fissuré à front.

Un mur de bois et une bande de terres de foudroyage, au pied de taille, et une bande de terres de recarrage de la voie, en tête, guident l'air à front.

L'abatage se fait au marteau-piqueur.

En taille, le charbon est évacué par une chaîne à raclettes. Cette chaîne débite, à la partie inférieure de la taille, sur un train de tôles fixes, d'une dizaine de mètres de longueur. Les tôles alimentent une courroie transporteuse, placée dans la voie de niveau à 822 m. La courroie déverse le charbon sur un train de tôles fixes, établies dans la cheminée, au pied duquel s'effectue la mise en berlines.

Par suite de difficultés dues à l'apparition d'une grandeur au pied de taille, la coupure de la voie de pied était à 4-5 m seulement en avant du front.

Une analyse granulométrique d'un échantillon moyen de charbon, prélevé au pied de taille, donne les chiffres du Tableau II :

TABLEAU II.

Calibre	% du total	Teneur en cendres
0-1 mm	10,28	26 % cendres
1-3	6,86	40 % cendres
3-10	16,56	56 % charbon
10-20	15,25	44 % schiste
20-30	7,05	50 % charbon
		50 % schiste
30-50	7,35	49,6 % charbon
		50,4 % schiste
50-80	7,54	76,6 % charbon
		23,4 % schiste
80 et plus	31,15	82,6 % charbon
		17,4 % schiste

IV. — Méthode de mesure.

La teneur en poussières de l'air a été mesurée au dé de Soxhlet. Cet appareil de mesure par filtration est bien connu. Il a fait l'objet des communications 22 et 94 de l'Institut d'Hygiène des Mines. Rappelons qu'il consiste en un filtre en papier, au

travers duquel l'air à analyser est aspiré par un éjecteur à air comprimé. Le débit d'air est mesuré par un compteur à gaz, tandis que la teneur en poussières de l'air se déduit de la comparaison du poids de poussières retenues au volume d'air ainsi déterminé.

Afin d'obtenir des résultats tout à fait corrects, il faut que la vitesse de l'air dans la tubulure d'aspiration soit la même que celle des filets d'air voisins. Pratiquement, nous ne disposions que d'un seul appareil appartenant au charbonnage, ce qui imposait des mesures successives en tête et en pied de taille. Ces mesures auraient été trop longues si nous avions adopté la règle d'égalité des vitesses, et nous avons dû utiliser des vitesses d'aspiration à peu près doubles de celles de l'air voisin, ce qui a pour effet de diminuer légèrement les teneurs mesurées par rapport aux teneurs réelles.

Le but des essais étant de mesurer l'efficacité du procédé d'injection, nous nous sommes contentés de comparer les poids de poussières. L'essentiel était d'utiliser un appareil fonctionnant pendant un temps suffisamment long pour donner une valeur moyenne représentative. La durée de prélèvement a été de 1 heure environ par point de station.

Il faut remarquer que le mode de représentation de la teneur en poussière par le poids contenu par mètre cube augmente l'importance relative des grosses poussières. Les variations de teneurs pondérales sont sensibles aux variations de la teneur en grosses particules. Si la méthode pondérale est facile pour suivre les améliorations d'un procédé de lutte contre les poussières, elle ne suffit pas pour estimer le degré d'insalubrité de l'atmosphère, qui dépend fortement de la teneur en fines particules. Celle-ci peut s'estimer par une analyse granulométrique de la poussière recueillie dans le filtre.

Pour les mesures en tête de taille, le filtre était placé à 10 m en arrière du front, dans l'axe de la voie, à hauteur du visage. Le travail à front de la voie de tête, la mise en place du remblai, et la circulation du personnel entre le front et l'appareil étaient interdits pendant la durée du prélèvement.

Au pied de taille, le filtre était disposé à mi-hauteur de la couche, dans l'axe et suivant la pente des tôles fixes, à 5 m du point de déversement.

Dans tous les cas, le prélèvement s'est fait pendant la pleine marche de la taille, et a été interrompu pendant la pose pour repas.

Des mesures de teneur en cendre des poussières, et de teneur en eau des fines du chantier ont été effectuées, suivant les normes publiées dans les bulletins « Houille et Dérivés » d'Inichar.

Pour déterminer la teneur en eau des fines 0-4 mm, du fin charbon a été prélevé de demi-heure en demi-heure dans la trémie de pied de la cheminée, et mis dans des bouteilles bouchées, pour constituer un échantillon moyen préservé de l'action asséchante du courant d'air. Cette teneur en eau est un élément très important à connaître pour le bon fonctionnement des cribles du triage-lavoir.

Des mesures psychrométriques et des mesures d'aéragé ont été faites, de demi-heure en demi-heure, pendant le prélèvement des poussières.

Les résultats publiés sont la moyenne de plusieurs mesures, sauf pour la teneur en poussière, qui découle chaque fois d'un seul prélèvement.

V. — Journal des essais.

5-2-1952 : On effectue, dans la voie de tête de la taille, une mesure de mise au point de l'appareil filtrant, ainsi qu'un contrôle de l'étanchéité des raccords.

Les mesures du débit d'air permettent de constater sa stabilité relative pendant le poste; il passe de 5,47 à 6,05 m³/sec, ce qui représente une fluctuation de 5 % de la moyenne, du même ordre que les erreurs de mesure inévitables.

La taille a été partiellement injectée durant la nuit. La teneur en poussières est de 578 mg/m³.

15-2-1952 : Toute injection et pulvérisation d'eau a été arrêtée depuis 5 jours. La mesure donne la situation de comparaison, pour un travail totalement à sec.

Le débit d'air reste suffisamment constant. Il est passé à 6,54 m³/sec. Les teneurs en poussière sont de 518 mg/m³ en pied de taille.

Nuit du 22 au 23-2-1952 : L'injection d'eau est pratiquée suivant la méthode habituelle. Les ouvriers n'ont reçu aucune instruction spéciale.

Le tableau III donne les résultats du chronométrage de quatre cycles d'injection :

TABLEAU III.

Cycles	n° 1	n° 2	n° 3	n° 4	Moyenne
Opérations	Temps en secondes				
Retrait de la sonde	39	12	55	11	29
Transport au trou suivant	51	48	25	12	29
Mise en place de la sonde	20	10	30	10	18
Transmission du signal de début d'injection	12	7	5	5	7
Injection	275	180	300	100	215
Signal de fin d'injection et préparation du retrait.	15	115	25	32	47
Total en sec.	590	572	450	170	545
Total en min. et sec.	6 m 50 s	6 m 12 s	7 m 30 s	2 m 50 s	5 m 45 s

L'injection a commencé à 24 h 30 et s'est terminée à 4 h 20. 25 trous ont été traités. Le temps moyen, par trou, est de 10 min. La différence entre ce chiffre et la moyenne des temps du tableau III provient de fortes variations dans le temps d'injection proprement dit, de retards de transmission, et de l'interférence de certaines mesures avec le travail des ouvriers.

Le préposé à la pompe met sa machine en marche aussitôt qu'il en reçoit le signal. Il fait monter la pression à 40 kg environ, et l'y maintient jusqu'à réception du signal d'arrêt. Deux de ces opérations ont été chronométrées, comme indiqué au tableau IV.

TABLEAU IV.

Cycles	n° 1	n° 2
Opérations	Temps en secondes	
Montée en pression (45 kg/cm ²)	60	35
Injection	192	172

On a mesuré, pour chaque trou, sa distance au trou d'amont (D), sa distance au toit (T), sa profondeur (P), et la saillie de la canne d'injection (S). Sachant que la longueur de celle-ci est de 1,53 m, il est facile d'en déduire la longueur de l'espace libre au fond du trou (E). La dénivellation, par rapport à la tête de taille, a été calculée en se basant sur une pente moyenne de 27°, pour établir la valeur de la pression statique à l'entrée du trou. La distance D relative au premier trou est celle qui le sépare de la voie de tête de taille.

Toutes les mesures figurent au tableau V, qui indique également la quantité d'eau injectée par trou.

Sur une longueur de front de 98 m, 66,30 seulement ont été injectés pendant le poste, soit 2/3 du front. Le personnel d'injection a travaillé pendant 4 h.

Le critère de fin d'injection est l'apparition d'eau dans un trou voisin. L'examen du tableau V montre de fortes variations de la quantité d'eau injectée. Les pointes correspondent, chaque fois, à une fuite d'eau par de grosses cassures à front, ou par un trou voisin. Sur les 2.336 l d'eau injectés, il n'y en a qu'une partie qui reste dans la couche.

La méthode d'injection utilisée présente donc les défauts suivants :

1) Les trous ne sont pas assez profonds. L'injection se fait dans une zone à grosses fissures, d'où irrégularité du débit. Comme la pression n'est maintenue constante qu'à la pompe, toute fuite

TABLEAU V.

Numéro du trou	D en m	T en m	P en m	S en m	E en m	Quantité d'eau inj. en l	Dénivelation en m	Pression statique en kg/cm ²
1	8	0,60	1,55	0,18	0	70	5,65	45,4
2	2,47	0,80	1,40	0,15	0	56	4,75	45,5
3	2,65	0,72	1,50	0,05	0	59	5,95	40,6
4	2,55	0,68	1,00	0,55	0	74	7,11	40,7
5	2,10	0,65	1,50	0,25	0	55	8,06	40,8
6	2,95	0,64	1,00	0,55	0	59	9,59	40,9
7	5,30	1,00	1,50	0,25	0	95	10,95	46,1
8	2,70	1,20	1,50	0,05	0	225	12,15	46,2
9	2,65	0,95	1,45	0,52	0,24	55	15,54	41,5
10	2,47	0,90	1,55	0,42	0,42	20	14,46	41,5
11	4,50	0,80	1,40	0,40	0,27	125	16,50	41,6
12	1,15	0,80	1,40	0,50	0,57	105	17,02	41,7
15	2,40	0,85	1,55	0,55	0,37	70	18,11	41,8
14	2,40	0,68	1,55	0,50	0,50	90	19,20	46,9
15	2,79	1,02	1,51	0,54	0,12	160	20,47	47
16	1,77	0,95	1,40	0,50	0,37	55	21,27	42,1
17	2,85	1,15	1,52	0,54	0,55	75	22,55	47,2
18	2,98	1,01	1,20	0,39	0,06	195	25,90	47,4
19	5,20	1,00	1,45	0,22	0,12	156	25,55	47,5
20	1,90	0,92	1,41	0,55	0,45	261	26,26	42,6
21	2,10	0,75	1,40	0,40	0,27	130	27,21	47,7
22	5,70	0,87	1,55	0	0	82	28,89	47,9
23	2,80	0,75	1,40	0,15	0	148	50,16	45
Totaux	66,52		51,82			2,556		
Moyennes	2,50		1,58			101		

provoque une chute de pression à l'entrée du trou, et une diminution de la pénétration de l'eau.

2) Le système de signalisation est trop lent. L'injecteur n'a aucune action directe sur la pression d'injection. La canne devrait être munie d'un manomètre et d'une vanne de réglage.

3) Le critère de fin d'injection est irrationnel : il est inutile d'injecter de l'eau jusqu'aux trous voisins. Il suffit que chaque trou humecte un peu plus que la mi-distance entre trous.

4) La disposition des trous en une seule couche favorise les fuites entre trous voisins. Les trous sont trop rapprochés, et le personnel n'a pas le temps d'injecter toute la taille. Il serait bon de les quinconcer, étant donné l'ouverture de la couche.

5) Il n'y a pas assez d'espace libre au fond du trou.

25-2-1952 : Mesure d'empoussièrement en tête et pied de taille. Malgré un accroissement de la vitesse du courant d'air et la mauvaise exécution de l'injection d'eau, la teneur en poussière tombe à 555 mg/m³ en tête, et 640 mg/m³ en pied de taille.

Nuit du 19 au 20-5-1952 : A la suite des constatations faites lors de l'essai précédent, une nouvelle méthode d'injection est essayée : les trous sont tous creusés à la profondeur de 2 m. Ils sont disposés en quinconce, leur écartement est porté à 4 m. Le temps d'injection, uniforme par trou, est de 8 minutes. La pression, à la pompe, est maintenue constante et égale à 45 kg/cm².

Le tableau VI donne le nombre de litres d'eau injectés par trou.

TABLEAU VI.

Numéro du trou	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Nombre de l inj.	165	155	145	150	155	145	160	145	165
Numéro du trou	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Nombre de l inj.	140	155	145	150	145	170	160	155	140
Numéro du trou	19	20	21	22	25	24	25		
Nombre de l inj.	140	165	145	160	120	150	150		

La quantité totale d'eau injectée est de 5.715 l. L'injection à plus grande profondeur conduit au résultat désiré : bonne régularité du débit injecté par trou.

20-5-1952 : Mesure d'empoussièrement en tête et en pied de taille pendant le poste d'abattage. La teneur en poussière est tombée à 292 mg/m³ en tête et 440 mg/m³ en pied de taille, malgré un nouvel accroissement du débit d'air, dû au recarrage de la cheminée de 822 à 840.

VI. — Résultats des mesures.

Le tableau VII groupe tous les résultats de mesures, ainsi que les caractéristiques importantes au point de vue de l'empoussièrement.

Le débit d'air : a augmenté pendant la durée des essais, passant de 5,8 à 7,54 m³/sec. Comme la section moyenne de la taille n'a pas varié, la vitesse du courant d'air a augmenté de

$$\frac{7,54 - 6,54}{6,54} \times 100 = 19 \%$$

entre les mesures à sec et le dernier essai.

Les rendements de suppression de poussières auraient été meilleurs si le débit était resté constant.

Le nombre d'ouvriers à veine : a peu varié, sauf le 25-2-1952.

La production brute réalisée pendant le poste du matin est restée à peu près constante. La production de poussière est sensiblement proportionnelle au

TABLEAU VII.

Dates Conditions d'essais	5-2-1952 Inj. et pulvér.	15-2-1952 A sec	25-2-1952 Injection	20-5-1952 Injection
Personnel :				
A veine	47	45	50	41
Total 1 ^{er} poste	77	76	85	67
Brute { 1 ^{er} poste totale	401 452	429 458	415 446	415 428
Nette	288	506	298	285
Débit d'air m ³ /sec	5,8	6,54	7,02	7,54
Vites. de l'air au pied de tail. m/sec	—	1,00	0,72	0,82
Vites. de l'air en tête de taille m/sec	0,84	0,94	1,05	1,05
Conditions climatiques				
Tête { ts	25	25,2	25	24,8
th	20,8	20,5	21,1	22
°C { te	21,2	21	21,5	22,5
ts	—	20,5	20	22,5
Pied { th	—	< 15	< 15	18,5
°C { te	—	—	—	19
Profondeur moyenne des trous en m	—	—	1,58	2
Ecartement des trous m	—	—	2,50	4
Quantité d'eau injectée				
Totale en l	—	—	2,556	5,715
Par tonne brute l/t	—	—	5,2	8,7
Teneur en eau des fines 0-4 mm. en %	—	1,27	5,05	2,55
Teneur en cendre des poussières en %				
Tête	—	19,7	15,07	15,67
Pied	—	25,85	20,92	22,16
Teneur en poussières en mg/m ³				
Tête	578	518	555	292
Pied	—	1,457	640	440
Rendement de suppression par rapport au travail à sec en %				
Tête	27	—	55,5	45,6
Pied	—	—	56,1	60,8

débit de charbon, lui-même proportionnel à la production du poste.

Compte tenu de l'augmentation de la vitesse de l'air et de la constance de la production brute pendant le poste de mesure, nous pouvons admettre que, au cours des expériences successives, les conditions devenaient de plus en plus favorables à l'empoussiérement de l'air. Les chiffres de rendement de suppression ne sont certainement pas forcés, et donnent un élément valable de comparaison de l'efficacité de l'injection.

Les conditions climatiques ont assez peu varié.

La teneur en cendre des poussières est beaucoup plus faible en tête qu'en pied de taille. Lors de l'essai à sec, la teneur trouvée en pied de taille était la même que celle de l'échantillon de charbon brut 0-1. Cette poussière est directement produite par le point de déversement voisin. En tête de taille, la poussière a la possibilité de se décanter sur 10 m de voie environ. Le schiste, étant plus dense que le charbon, décanter plus vite que lui, ce qui explique la différence de teneur constatée.

L'injection d'eau en veine a diminué la teneur en cendre de la poussière. C'est l'indice d'un meilleur mouillage du schiste, ce qui est conforme à la théorie. C'est un élément favorable à la salubrité de l'atmosphère.

La teneur en eau des fines au pied de taille reste très admissible pour le triage-lavoir.

Le rendement de suppression de poussières est calculé en rapportant, à la teneur donnée par l'essai à sec, la différence entre cette teneur et celle obtenue par l'essai d'injection considéré. Malgré son imperfection, la première méthode d'injection permet d'éliminer 35 % de la poussière en tête de taille, et 57 % de la teneur en pied de taille. La seconde méthode supprime 44 % des poussières en tête et 70 % des poussières en pied de taille. La modification apportée au procédé d'injection se solde donc par l'élimination de 15 % des poussières laissées par la première méthode en tête de taille, et de 31 % des poussières laissées en pied de taille.

Il faut remarquer que la mesure en tête de taille est un indice beaucoup plus correct de l'efficacité réelle de l'injection, car la teneur en pied de taille est affectée par d'autres facteurs variables, tels : la vitesse de l'air dans la cheminée de 822 à 840 m, la distance entre le pied de taille et cette cheminée, la distance de la coupure de la voie de 822 m au pied de taille, la disposition du point de déversement dans la courroie. Il est cependant manifeste que l'humidification du charbon, au départ, diminue sensiblement le soulèvement de poussières tout au long des voies de transport.

La forte différence constatée entre les rendements de suppression en tête et en pied de taille, doit provenir également du fait que les poussières captées en tête sont certainement plus fines que celles captées en pied, prises à proximité d'un point de déversement. Il faut tenir compte également de la diminution de la vitesse du courant d'air au pied par rapport à celle de l'essai à sec. Le rendement en pied de taille donne donc une vue optimiste de l'efficacité du procédé.

VII. — Conclusions.

Les résultats exposés ci-dessus n'ont rien de spectaculaire. Ils montrent clairement l'importance du schéma d'injection sur l'efficacité de celle-ci. Un premier tâtonnement a permis d'améliorer sensiblement le rendement de suppression de poussières. Il est très probable qu'une continuation de la mise au point aurait provoqué une nouvelle amélioration du rendement.

Nous pensons pouvoir formuler les recommandations ci-après :

1) Le schéma d'injection doit être mis au point dans chaque chantier; son efficacité doit être contrôlée périodiquement par une mesure conimétrique. Le dé de Soxhlet convient bien pour un tel contrôle qui devra, cependant, être complété par une analyse granulométrique de la poussière.

2) Les ouvriers préposés à l'injection doivent ne faire que cela dans le poste. Il faut les chronométrer périodiquement pour s'assurer qu'ils ont le temps d'injecter convenablement chaque trou le long du front.

3) La canne d'injection devrait porter un manomètre et une vanne de réglage permettant de maintenir constante la pression d'injection à l'entrée du trou.

4) Le débit injecté ne signifie pas grand-chose. Il peut varier d'un trou à l'autre, d'après l'importance locale des cassures. Le débit excédentaire de fuite est inefficace. Ce qu'il faut maintenir constant, c'est la pression et la durée d'injection, pour maintenir la pénétration de l'eau dans les fins clivages.

5) Il est irrationnel de prendre comme critère de fin d'injection l'apparition d'eau dans un trou voisin ou à front. Il suffit que chaque trou humecte un peu plus que la moitié de la distance entre trous.

En rapprochant trop les trous, on peut créer un chemin de fuite d'un trou à l'autre, qui fait tomber la pression dans le massif et diminue la pénétration de l'eau dans les fins clivages.

A cet égard, la comparaison des tableaux V et VI est significative. L'augmentation d'écartement et de profondeur des trous permet de régulariser le débit injecté par trou.

6) Lorsque la veine comporte des intercalaires, il faut s'assurer qu'ils sont perméables, par exemple en injectant dans un trou entouré de fourneaux vides dans les différentes laies. Sinon, les trous doivent être quinconcés et répartis dans les diverses laies.

7) Il peut être intéressant d'injecter à plus grande profondeur du front, pour éviter les grosses cassures.

8) L'injection en veine n'a pas un rendement de 100 %, et ne dispense pas de l'utilisation simultanée d'autres méthodes. Dans le cas particulier qui nous occupe, il est certain qu'une meilleure disposition du déversement en pied de taille, et le placement judicieux de pulvérisateurs arrosant le charbon avant le déversement, auraient pu améliorer sensiblement la situation.

9) Les effets de l'injection se marquent également sur le soulèvement de poussières dans les voies de transport. C'est le premier moyen de lutte à mettre en œuvre contre les poussières de charbon, les autres complétant ses effets en s'attaquant à d'autres causes de formation de poussières.

* * *

Nous remercions ici la Direction du charbonnage d'Hensies-Pommerœul pour sa précieuse collaboration lors de la réalisation des essais.

MM. Hénaut, Ingénieur au siège Louis Lambert, et Degallaix, Délégué à l'Inspection des Mines, nous ont apporté une aide importante pour la mise au point des méthodes de mesures et le prélèvement d'échantillons.

Bibliographie.

Communications de l'Institut d'Hygiène des Mines, de Hasselt.

Conimétrie :

n° 22 : Réalisation et utilisation d'un appareil filtrant

pour la détermination de la teneur en poussière de l'atmosphère.

Injection d'eau en veine :

n° 1 : L'injection d'eau en veine.

n° 24 : L'injection d'eau en veine au charbonnage de Ressaix.

n° 87 : Essais d'injection d'eau en veine avec agent mouillant aux charbonnages Belges et Hornu-Wasmes.

n° 7 : L'injection d'eau en veine au charbonnage de Bois du Luc.

n° 6 : L'injection d'eau en veine au charbonnage André Dumont.

Annales des Mines de Belgique.

Conimétrie :

E. Demelenne, A. Houberechts et J. Stassen :

La lutte contre les poussières — Chapitre I. — A. M. B. livraison de mars 1953.

L'exploitation du lignite xyloïde

Dipl.-Ing. Dr F. SCHMID, Dortmund

Traduction résumée de « Braunkohle, Wärme und Energie » de mai 1952

par R. STENUIT, Ingénieur principal des Mines.

SAMENVATTING

De auteur beschrijft de geologische voorwaarden van een bruinkoolafzetting, ingesloten door kleilagen en bedekt door kiezel en de gevolgen van de gebergtedruk die men ontmoet bij de ontginning dezer afzettingen. Bij de ontginning van steenkoollagen, waar dak en muur vast zijn, is de gebergtedruk vooral afhankelijk van de diepte. Bij bruinkoolontginningen is het de aanwezigheid van klei die de voornaamste rol speelt, enerzijds wegens zijn gemis aan vastheid, anderzijds wegens de vervormingen die zij ondergaat in aanwezigheid van water. De uitwerkingen van die eigenschappen zijn zodanig dat ze de verbrokkeling van de bruinkool veroorzaken en machtige stijlen doen knikken.

De ontginningsmethoden van de bruinkool gaan van de kamerbouw tot de ontginning door middel van lange pijlers. De eerstgenoemde verliest min of meer veld, wegens de afval die ze veroorzaakt en door het feit dat ze zich niet leent tot mechanisatie en rationalisatie. Enkele tussenstudia worden beschreven, zoals de ontginning door middel van brede pilaren. De ontginning door middel van pijlers geschiedt meestal volgens twee vleugels van ieder hoogstens 50 m, gezien het gebrek aan stevigheid van het dak.

Indien de lagen gescheiden zijn door kleine intercalaties of tussenlage worden ze ontgonnen volgens de methode der pijlers, met recuperatie van de kool in het dak. Men ontgint eerst de onderste laag door middel van een pijler en vervolgens de bovenste laag door dakbreuk.

De kwestie van de mechanisatie wordt uitvoerig bestudeerd op gebied van de lengte der fronten en het gebruik van springstoffen. Het springstofverbruik kan tot 500 g per ton bedragen, hetgeen verbiedend is. Men dient zich dus te wenden naar de ondersnij- of kerfmachines.

De vergelijking tussen de ondersnij- en de kerfmachines valt uit in het voordeel dezer laatste in de zachte, brokkelachtige lagen, vooral indien men ze een belangrijke breedte geeft. De firma's Eickhoff en Korfmann bouwen kerfmachines voor bruinkool, die interessante vooruitzichten in 't verschiep stellen.

Tenslotte volgt een kort overzicht over de vervoermiddelen. De schudgoot blijft het beste afvoermiddel in de bruinkoolpijlers; in bijzonder gunstige voorwaarde kan men ze vervangen door een lichte pantsersketting. In de galerijen blijft de transportband het aangewezen vervoermiddel.

RESUME

Après une description des conditions géologiques d'un gisement de lignite encaissé dans des couches d'argile et recouvert de cailloutis, l'auteur étudie les effets de pressions rencontrés lors de l'exploitation de ce gisement. Dans le charbon, où le toit et le mur des couches sont compacts, les pressions de terrains sont largement conditionnées par la profondeur. Dans le lignite, c'est l'argile qui joue le rôle principal, d'une part par son manque de compacité, d'autre part par sa déformation sous l'effet de l'humidité ou de l'eau. Les effets de ces propriétés sont tels qu'ils peuvent provoquer le délitement du lignite dans les galeries et le flambage d'étaçons puissants, par suite du gonflement de l'argile.

Les méthodes d'exploitation du lignite vont de l'exploitation par piliers à l'exploitation par tailles. La première perd du terrain à cause du déchet qu'elle occasionne et du fait qu'elle ne se prête pas à la mécanisation et à la concentration. Quelques stades intermédiaires sont décrits, tels que l'exploitation à larges piliers. L'exploitation par tailles se fait généralement suivant deux ailes, de 50 m au maximum chacune, à cause du manque de rigidité du toit.

Lorsque les couches sont séparées par de faibles intercalations ou de petites stampes, on les exploite suivant la méthode dite « par tailles avec récupération du charbon du toit ». On commence par exploiter le banc inférieur suivant une taille, ensuite le banc supérieur s'abat par foudroyage.

Le problème de la mécanisation est étudié dans le détail : longueur des fronts, usage de l'explosif. La consommation d'explosif peut atteindre 500 g à la tonne, valeur prohibitive. Pour y échapper, il faut recourir aux haveuses et aux rouilleuses.

La comparaison des haveuses et des rouilleuses se termine en faveur des rouilleuses dans les couches tendres et friables, surtout si l'on peut donner aux rouilleuses une largeur importante. Les firmes Eickhoff et Korfmann construisent des rouilleuses pour tailles de lignite, qui promettent d'être très intéressantes.

Enfin, un bref aperçu traite des moyens de transport. Le couloir reste le meilleur moyen d'évacuation du lignite en tailles; dans des cas particulièrement favorables, il est possible de lui substituer un panzer léger. Dans les galeries, la bande transporteuse reste le convoyeur indiqué.

I. — Conditions géologiques. Conséquences sur l'exploitation.

Le présent exposé concerne, non pas les lignites relativement récents du pliocène, mais bien les lignites xyloïdes, plus anciens et plus carbonés.

Ces lignites consistent en bois fossiles (xylites) de grosses dimensions. Leur couverture est relativement importante, mais moins consistante néanmoins que celle des lignites lamelleux de Styrie ou des charbons bitumineux de Hausham (Haute Bavière).

L'exploitant de lignite se préoccupera en premier lieu de savoir, non pas quelle est la puissance de la couche, mais quelles sont l'importance et la nature des terrains encaissants.

Alors que, dans les mines de houille de la Ruhr, les terrains encaissants sont généralement compacts et durs, on trouve le lignite entouré d'argile. Le toit, en particulier, consiste le plus souvent en argile surmontée de bancs de cailloutis et de sables bouillants. Il s'ensuit que les conditions d'exploitation du lignite sont tout autres que celles du charbon.

L'importance de l'argile recouvrant les couches ligniteuses varie largement. Dans certains cas, les cailloutis ne sont séparés de la couche que par quelques mètres d'argile; dans d'autres cas, on observe 20 mètres d'argile, voire davantage. La règle du carbonifère, selon laquelle les bancs du toit doivent avoir une épaisseur au moins égale au double de celle de la couche exploitée pour constituer une protection suffisante à l'égard du haut toit n'est pas applicable ici.

Sur les couches de lignite, il faut une épaisseur d'argile au moins égale à 4 fois la puissance à exploiter si l'on veut éviter l'éboulement des cailloutis dans les chantiers.

En outre, il faut une marge de sécurité supplémentaire vis-à-vis des eaux baignant les cailloutis : il est nécessaire que la capacité de résistance des couches d'argile successives du toit soit telle que la couche supérieure, celle qui se trouve immédiatement sous les bancs de cailloutis, puisse se poser sans la moindre fissure sur la masse foudroyée, afin d'écartier tout danger d'inondation des chantiers.

Pratiquement, des couches de lignite d'une puissance de 2 mètres exigent un banc d'argile de 12 mètres entre le lignite et les cailloutis aquifères.

Les bancs de cailloutis et les bancs de sable étant, par essence, inconsistants, s'appuieront entièrement sur la série de couches d'argile et de lignites. Les pressions dans les chantiers dépendront donc essentiellement de ces bancs. En outre, il existera toujours

une menace d'inondation par les eaux et les schlamms.

Le lignite xyloïde ne présente ni clivages ni cassures permettant, comme la houille, d'orienter l'exploitation. Il a conservé la structure du bois et est caractérisé par une grande dureté. Il n'est pas exploitable au moyen du marteau-pic, mais doit être havé puis abattu à l'explosif. L'abatage donne souvent de gros blocs qui compliquent le transport, si bien qu'il faut procéder à un concassage préalable sur place pour permettre le chargement et le transport par câble. Ce concassage préalable, en dehors des installations de triage, est évidemment contraire au principe de concentration.

L'humidité — afflux d'eau ou air humide — provoque un gonflement des bancs d'argile encaissants : ceux-ci ont tendance à fluer. Leur résistance à la compression, qui est de 3 à 4 kg/cm² à l'état sec, peut descendre jusqu'à 0,5 kg/cm². Il faut donc éviter le contact de l'eau ou de l'humidité avec l'argile.

Or, les infiltrations d'eau sont inévitables dans les exploitations sans remblayage, surtout quand les terrains de couverture ont peu d'épaisseur.

Ecartier les eaux est relativement facile dans un gisement neuf. Il n'en est pas de même dans les vieilles exploitations qui peuvent renfermer des poches d'eau.

L'exploitation du charbon pose des problèmes équivalents. Bien que les couches aient moins d'affinité pour l'eau que l'argile ligniteuse, on observe souvent un soufflage prononcé du mur, dû à la présence de minces intercalations de charbon.

Dans les mines de lignite, l'évacuation des eaux peut se faire aisément dans des goulottes en bois suffisamment inclinées.

L'énergie considérable contenue dans l'argile des gisements de lignite est mise en évidence par deux phénomènes :

1) le délitement de lambeaux de combustible de 50 à 50 cm qui fluent vers l'espace vide des galeries, à front;

2) les bris d'étaçons de 2,20 m de hauteur et de 20 à 25 cm d'épaisseur, capables de supporter des charges de flambage de 65 à 111 tonnes.

II. — Méthodes d'abatage et d'extraction du lignite.

1) Evolution des méthodes d'abatage.

L'évolution des méthodes d'abatage du lignite xyloïde est fonction, comme dans les autres bassins de lignite, du progrès technique. La vieille méthode d'exploitation par piliers et foudroyage reste néan-

moins d'application, moyennant certaines adaptations, en Haute Silésie et dans les autres bassins d'extraction souterraine.

Cette méthode domine actuellement l'exploitation minière aux Etats-Unis où l'on a cependant tendance à remplacer le système par chambres et piliers, lequel sacrifie au moins 50 % du gisement, par un procédé appelé Blocksystem, lequel réduit la perte à environ 10 %.

En tout cas, l'exploitation par piliers et foudroyage est une méthode simple et souple. On peut lui faire le reproche de n'être pas économique, parce qu'elle peut entraîner, outre une perte importante de gisement, de graves incendies de mines. En outre, elle ne se prête pas à une mécanisation poussée, comme en tailles; elle ne convient pas dans les couches min-

ces; elle ne permet pas un aérage uniforme et continu.

Ces raisons expliquent pourquoi, dans les mines de houille, elle fut progressivement supplantée et, dans les mines de lignite, fortement concurrencée par l'exploitation par tailles.

Le contrôle d'un toit peu compact et comprenant du sable et des cailloutis est très difficile lorsqu'il s'agit de grandes surfaces.

Le rendement de l'exploitation du lignite par piliers est satisfaisant : 7,5 à 10 tonnes par homme-poste ne sont pas rares. La consommation d'explosifs et de bois y est moindre que dans l'exploitation par tailles. Dans une couche de 4 à 5 m de puissance, on peut se contenter d'étaçons de 2 à 2,50 m, en forant à partir des piliers dans la partie supérieure de la couche afin de l'abattre à l'explosif.

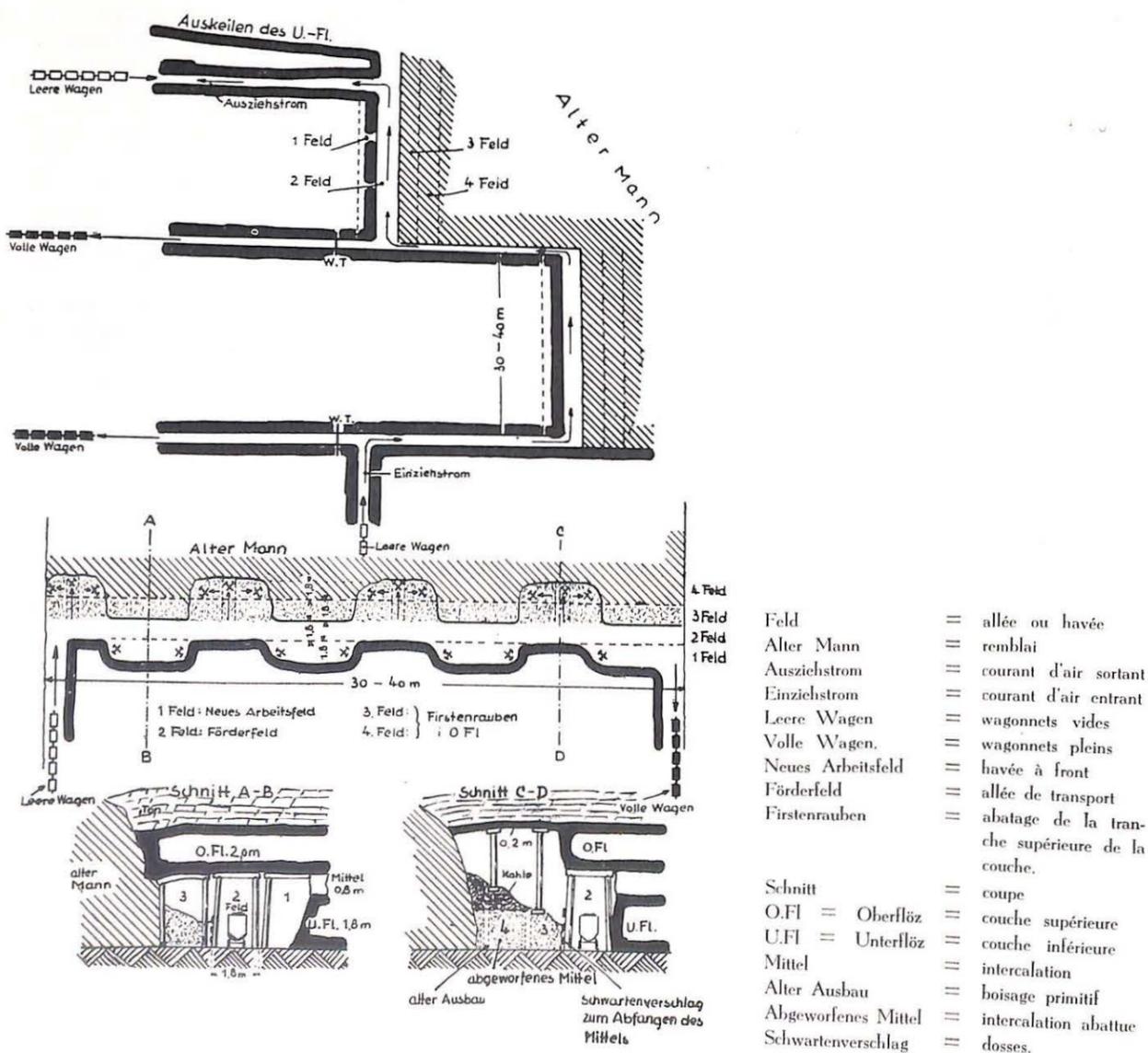


Fig. 1. — Exploitation par grands piliers.

Néanmoins, si l'exploitation par piliers doit céder le pas à l'exploitation par tailles, il faut l'attribuer en premier lieu aux pertes de gisement, lesquelles n'arrivent pas à compenser un rendement relativement élevé.

En Amérique, où la richesse minière est grande, on peut se permettre un certain gaspillage de gisement. Les photos publicitaires techniques permettent d'observer la rareté des matériaux de soutènement : c'est le charbon des piliers qui en tient lieu.

Ceci ne veut pas dire que l'on renoncera définitivement au système des piliers. En effet, il n'est pas possible d'introduire un nouveau mode d'exploitation dans un gisement déjà sillonné par d'anciens chantiers. Dans les gisements neufs, par contre, les méthodes d'exploitation par piliers ne se justifient plus.

Les méthodes que nous allons examiner constituent une transition entre l'exploitation par piliers et l'exploitation par taille, seule à même d'utiliser au maximum les ressources de la mécanisation.

2) Exploitation par grands piliers.

L'exploitation par grands piliers est en réalité une exploitation par tailles, où le transport est effectué, non par des couloirs, mais par des wagonnets circulant le long du front de taille. La figure 1 se rapporte à une mine d'une importante société autrichienne.

Cette méthode n'est évidemment possible que dans des couches à faible pendage. Elle présente une solution intéressante du foudroyage de couches à toit peu consistant.

Le chantier comprend essentiellement quatre havées de 1,80 m le long de piliers de 30 à 40 mètres. Le travail se fait dans les quatre havées à la fois : abatage dans la première, transport dans la deuxième, enlèvement des couches du toit, en échiquier dans les troisième et quatrième.

La partie inférieure de la couche est déhouillée par tranches, dans différentes niches. L'intercalation stérile de 0,80 m est abattue en même temps et pelletée, par dessus la havée de transport, dans la havée 3 (fig. 1) où elle est retenue par des dosses afin de maintenir propre la havée de transport.

En général, il faut trois jours pour déhouiller une havée, y compris la partie supérieure de la couche. Sans l'intercalation stérile, deux jours pourraient suffire.

L'exploitation de la partie inférieure de la couche entraîne une forte consommation d'explosifs, à cause de l'intercalation elle-même, constituée par de la roche tendre, et par suite du manque de pression qui en résulte dans le lignite.

Cette méthode d'abatage est très intéressante parce qu'elle permet de contrôler le toit. Contrairement au procédé par tailles, la partie supérieure de la couche est abattue, non pas sur toute la longueur du front, mais par tranches alternées. Le fractionnement du foudroyage est spécialement intéressant en terrains aquifères, puisqu'il ne donnera jamais que des irrptions d'eau réduites auxquelles il sera aisé de faire face.

Malgré ces avantages, on a dû introduire dans les mines de lignite la méthode d'exploitation par tailles, qui seule va de pair avec la mécanisation et la rationalisation du transport : couloirs, convoyeurs, etc. Il fallait d'autre part augmenter à tout prix la production et ne plus négliger les couches de faible puissance que les anciennes méthodes — piliers et foudroyages, grands piliers, gradins — ne permettaient pas d'exploiter.

3) Exploitation par tailles.

L'exploitation se fait souvent suivant deux ailes, comme d'ailleurs dans les mines de charbon. Le couloir collecteur médian assure ainsi le transport des produits d'un front d'abatage de 100 m, divisé en deux tronçons égaux, et la bande transporteuse qui lui fait suite a deux fois plus de rendement que si elle desservait une taille de 50 m.

A chaque extrémité de la taille se trouve un moteur actionnant les convoyeurs. Sur la figure 2, l'aile se trouvant à la limite du synclinal exploite encore une partie de la couche se trouvant au delà de la voie de tête (pilier) sur une longueur de 10 m environ, partie où la puissance est réduite à 80 — 90 cm.

Les caractéristiques du chantier sont les suivantes : puissance : 1,80 m — largeur des havées : 1,50 m — profondeur de la taille : 5 havées (abatage, convoyeurs, piles de soutènement), soit 4,50 m.

Le soutènement est placé soit montant (fig 2a) soit chassant (fig. 2b).

Les densités de soutènement, calculées suivant les normes du bassin de la Ruhr, sont les suivantes : type a : $3 \times 1,50 \text{ m} \times 1,00$ (écart entre cadres) = $4,50 \text{ m}^2$ divisés par 6 étaçons = $0,75 \text{ m}^2/\text{étaçon}$ ou $1,33 \text{ étaçon}/\text{m}^2$.

type b : $3 \times 1,30 \text{ m}$ (havée) $\times 4$ (longueur des bèles) = $15,6 \text{ m}^2$ divisés par 12 étaçons = $1,3 \text{ m}^2/\text{étaçon}$ ou $0,77 \text{ étaçon}/\text{m}^2$.

Le soutènement chassant a donc une densité à peu près moitié moindre que le soutènement montant, avec une havée raccourcie de 20 cm. Le mur n'étant pas dur, les étaçons sont posés sur semelles (demi-bois).

On peut tabler, avec le soutènement de type b, sur une réduction de la consommation de bois de un tiers. Pour prévenir un glissement possible du soutènement, il s'impose de le consolider par des pousards et des étrépillons, et aussi par des étaçons de renforcement préalablement aux opérations de minage.

4) Exploitation par tailles avec récupération du charbon du toit.

La figure 3 est éloquent par elle-même. Bornons-nous à un bref commentaire :

a) les cadres ne se touchent pas, mais sont séparés par des intervalles de 0,5 m; la largeur de la havée est donc de $1,7 + 0,5 = 2,20 \text{ m}$.

b) l'abatage se fait sans piles.

Eu égard à la largeur des havées, deux havées au plus restent ouvertes. Il en résulte une densité de soutènement de

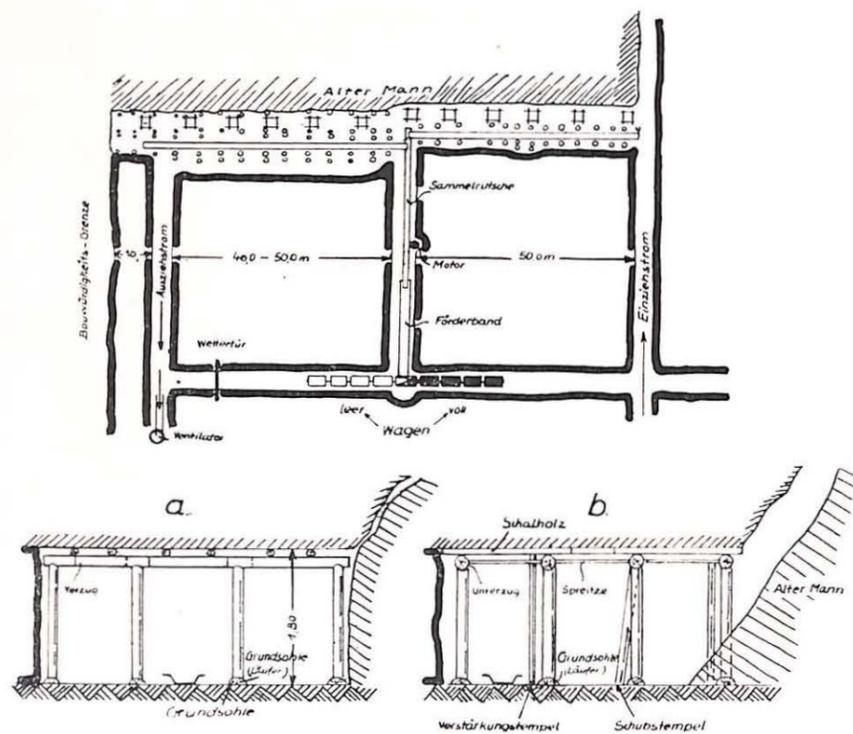


Fig. 2. — Exploitation par tailles à deux ailes.

Alter Mann	=	remblai
Bauwürdigkeits-		
Grenze	=	limite d'exploitation
Ausziehstrom	=	courant d'air sortant
Einziehstrom	=	courant d'air entrant
Wettertür	=	porte obturatrice
Sammelrutsche	=	couloir
Förderbande	=	bande transporteuse
Verzug, Unterzug	=	bèle
Grundsohle	=	semelle
Spreizze	=	étréssillon
Schubstempel	=	poussard
Verstärkungstempel	=	étançon de renforcement

$2 \times 2,20 \times 1,0 = 4,40 \text{ m}^2$ divisés par 4 étançons = $1,1 \text{ m}^2/\text{étançons}$ ou $0,91 \text{ étançon}/\text{m}^2$ (un peu inférieure à celle de la fig. 2a).

Lors de la récupération du sillon du toit, la fissure d'affaissement ou fissure de Schlattmann, est mise à profit. Elle se produit dans l'intervalle entre cadres et le charbon du toit s'affaisse en écrasant progressivement le soutènement.

Le banc supérieur constitue en somme le toit d'une taille avançant dans le banc inférieur. Ce toit est ensuite récupéré par foudroyage. Bien entendu, on ne récupère pas tout.

Sous une forme peu classique, on utilise le poids propre du banc supérieur pour l'abatage, en épargnant le pic. Alors que, dans l'exploitation de la houille, on utilise des étançons rigides afin d'éviter toute cassure, ici l'on favorise et l'on provoque même la formation de fissures en vue de l'exploitation. La pesanteur joue son rôle et la consommation d'explosif est réduite.

Cette méthode permet de déhouiller une havée en deux postes. Le poste de nuit est utilisé au ripage des convoyeurs et au déplacement des piles de bois protégeant les moteurs de commande et les accès à la taille. Le tir des mines a lieu entre 4 et 6 heures. Le poste de jour qui suit est consacré au banc inférieur. Le lendemain est consacré au tir du toit et à sa récupération. L'exploitation d'une havée prend donc deux jours.

Rappelons que l'exploitation ne recourt pas aux piles de bois : elle constitue, au vrai sens de l'expression, une méthode par foudroyage sur files d'étançons.

III. — Mécanisation de l'exploitation du lignite par tailles.

1) Généralités.

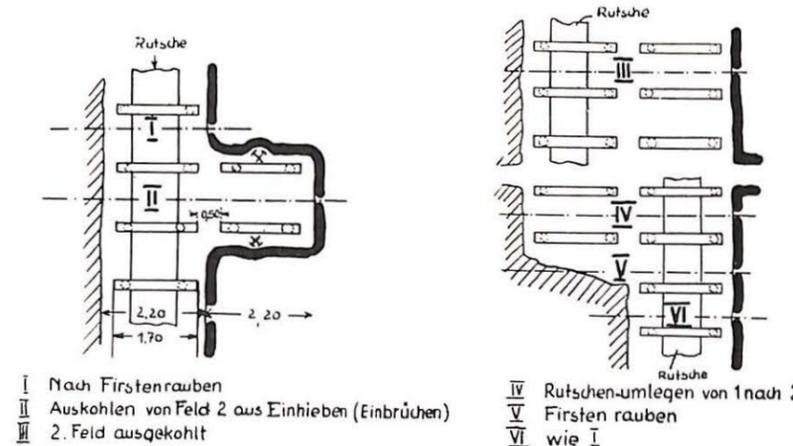
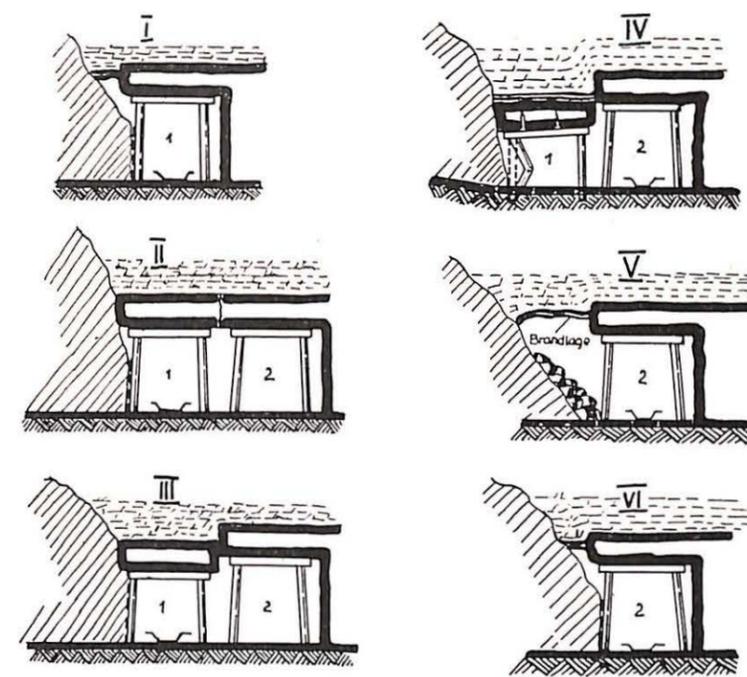
Nous avons dit que seule l'exploitation du lignite par tailles est compatible avec la mécanisation. Qu'il s'agisse de transport ou d'abatage, la mécanisation postule un minimum de production en dessous duquel elle n'est plus rentable. Ce minimum, qui est calculable, est d'autant plus élevé que les investissements sont plus importants et que l'effet utile valorisé des machines employées est plus faible.

Or, le volume de l'extraction dépend de trois facteurs : puissance de la couche, longueur du front d'abatage et avancement journalier.

Le premier facteur est une donnée que le mineur ne peut qu'accepter. Par contre, il peut décider de la longueur du front d'abatage et de son avancement.

La longueur du front d'abatage ne sera pas arbitraire. Elle va dépendre de la régularité de la couche et de la nature des terrains encaissants, spécialement du toit. Il est évident qu'une couche régulière, sans dérangements, failles ni rejets, permettra d'allonger le front de taille, de même qu'un toit de bonne tenue est facile à contrôler.

Dans une mine de houille, les trois facteurs : puissance, longueur de taille et avancement, sont à ce point liés qu'il est possible, dans une même couche, d'extraire la même quantité de charbon en réduisant de moitié la longueur de la taille, à condition de doubler l'avancement et inversement.



I Nach Firsträumen
II Auskohlen von Feld₂ aus Einhieben (Einbrüchen)
III 2. Feld ausgekohlt
IV Rutschen-umlegen von 1 nach 2
V Firsträumen
VI wie I

Rutsche	=	couloir
Nach Firsträumen	=	après foudroyage de la tranche supérieure
Auskohlen von Feld ₂ aus Einhieben	=	déhouillement de la havée 2 par niches
Rutschen — umlegen	=	transfert des couloirs.

Il n'en est pas de même dans une mine de lignite où les morts-terrains relativement tendres, dont nous avons parlé au premier chapitre, limitent généralement la longueur des fronts de taille à 40 — 60 m.

Les fronts de 100 m constituent des exceptions. Bien que, dans les mines de houille, les longueurs de fronts varient entre des limites beaucoup plus larges, il faut noter que l'on tend à les stabiliser aux environs de 200 m. Il faut des couches et des terrains particulièrement favorables pour y rencontrer des fronts de 3 à 400 m.

Compte tenu des remarques ci-dessus, il faut, dans les exploitations de lignite par tailles, retenir les principes suivants :

- a) allonger le front de taille jusqu'à la limite géologiquement possible;
- b) réaliser de grands avancements.

Un troisième principe subsiste, fondamental en lignite comme en houille : s'écarter aussi vite que possible des terrains mauvais.

2) *Minage du lignite.*

La structure xyloïde du lignite lui confère, ainsi que nous l'avons dit dans l'aperçu géologique, une grande dureté.

D'où l'impossibilité de le faire mordre par le marteau-pic : il faut recourir au forage et au minage. L'effet du minage sera renforcé si ce dernier est accompagné d'un havage, à la main ou à la machine.

Il en résulte que l'exploitation du lignite demande beaucoup d'explosif. La consommation peut atteindre 500 g à la tonne et grever le prix de revient d'environ 1 DM. Par comparaison, citons les chiffres correspondants, en 1949, dans l'industrie charbonnière d'Allemagne occidentale : 94 g et 0,22 DM par tonne extraite.

Il est à noter que ces derniers chiffres se rapportent principalement à des charbons gras (65 à 70 %) dont les couches sont relativement tendres et fissurées, bien que les charbons flambants (20 %) soient de plus en plus abattus à l'explosif. Ces derniers se trouvent, comme le lignite, encaissés dans des terrains assez tendres et sont eux-mêmes assez durs. Le havage y est fort employé, ce qui abaisse la consommation d'explosif.

La consommation d'explosif dans les couches de lignite est liée à plusieurs facteurs :

1) la puissance de la couche : plus elle est faible, plus il faut d'explosif;

2) la méthode d'exploitation : l'exploitation par tailles exige en général plus d'explosifs que les méthodes exposées précédemment : piliers ou tailles avec récupération du toit;

3) les travaux préparatoires : travers-bancs, voies de niveau et fausses-voies nécessitent l'emploi d'explosifs.

Quoi qu'il en soit, une consommation d'explosifs de 500 g par tonne d'un combustible à pouvoir calorifique d'environ 5.000 calories est prohibitive. C'est là le point névralgique de plus d'une exploitation de lignite.

Disons en passant que seuls des explosifs brisants du type Donarite donnent satisfaction dans le lignite.

Pour suppléer partiellement l'explosif, il faut recourir à des engins mécaniques d'abatage, tels que des haveuses ou des rouilleuses.

On admet généralement que la roche dure et compacte demande des explosifs très brisants, tandis que la roche stratifiée se contente de vitesses de détonation moindres. Il est certain qu'un explosif unique donnant pleine satisfaction dans les deux cas est irréalisable.

On a, depuis peu, effectué dans la Ruhr des essais intéressants avec le procédé Ebbinghaus : l'introduction, dans la charge, de cartouches de Bicarbonate produit un ébranlement des roches plutôt qu'une forte fragmentation. Jusqu'à présent, dans le charbon, les tirs étaient caractérisés par une forte concentration d'explosif, laquelle donnait lieu à une grande fragmentation du charbon et une expulsion violente, ce qui entraînait des pertes au remblai et des dégâts au soutènement et aux convoyeurs.

Il faudra voir si le procédé de minage avec Bicarbonate est intéressant dans les couches de lignite. De

toute façon, la consommation d'explosif ne sera pas réduite. Heureusement que le problème du grisou ne se pose pas ici.

En tout état de cause, on ne pourra pas trop diminuer la brisance de l'explosif, ce qui produirait des blocs de lignite de grandes dimensions qu'il faudrait fragmenter ensuite, soit à la main, soit par des tirs secondaires.

5) *Havage.*a) *Principes.*

Il est superflu de faire la description des machines qui, montées sur roues ou sur chenilles, entament le front des galeries. Le mineur les connaît bien tant en lignite qu'en charbon.

Le creusement des galeries de lignite apprend que les besoins en explosifs diminuent au prorata des saignées ou des rouillures pratiquées dans la couche recoupée. Pour un profil de galerie trapézoïdal, mesurant 2,20 m au pied, 1,70 m au toit et 2,20 m de hauteur, la consommation d'explosif à la tonne est de 450 à 500 grammes si une rouillure est pratiquée à peu près dans l'axe du front.

Elle descend à 350 g si l'on rouille aux deux parois et tombe à 250 g si l'on fait une saignée horizontale supplémentaire.

Il s'ensuit que les machines utilisées pour le creusement des galeries doivent être à même de faire des rouillures aussi bien que des saignées horizontales si l'on veut que leur rendement soit souple et que leurs frais d'installation et de transport soient rentables. De telles machines permettent d'accélérer l'avancement tout en épargnant l'explosif. Elles permettent, en outre, d'enlever une intercalation d'argile éventuelle qui, autrement, souillerait les produits extraits.

Toutes ces considérations à propos des galeries sont valables pour le front de taille.

Il a été dit, au chapitre 1, que le lignite est particulièrement dur et qu'il n'a pas de clivage par suite de sa formation récente. Ces deux éléments excluent le rabot comme engin d'abatage. En effet, il est bien connu, dans les mines de charbon, que le rabot est efficace quand le front de taille est parallèle, ou à peu près, au plan de clivage. Raboter un charbon dur et sans clivage est pratiquement sans effet. Dans le lignite, on verrait tomber les parties attaquées par les dents et les couteaux tandis que le banc supérieur resterait intact.

La haveuse ordinaire n'a pas donné de meilleurs résultats : que la saignée ait été pratiquée près du mur ou vers le milieu de la couche, il est apparu dans la plupart des cas que le banc de lignite s'affaissait en gros blocs qu'il fallait ensuite fragmenter au moyen d'explosifs. Au total, la consommation d'explosif était sensiblement la même que s'il n'y avait pas eu de havage. Celui-ci n'avait eu d'autre effet que de décoller de l'argile du toit le banc de lignite sans rien lui enlever de sa cohésion.

Faut-il entamer le front par rouillures ou par saignées horizontales ?

Une saignée est souvent rebouchée par suite du gonflement du mur. Elle provoque un décollement du toit sans fragmenter le lignite : le rendement n'est pas amélioré ni la consommation d'explosif réduite.

Un havage continu n'est possible, en pratique, que le long d'un front dégagé. Or, l'expérience du havage en charbon a enseigné, grâce à des mesures de pressions, que la charge d'un étau s'accroît rapidement après le passage de la haveuse; en d'autres termes, un panneau sous-cavé doit être considéré, du point de vue soutènement, comme un champ déhouillé non soutenu. Un espace libre de 0,80 m en avant d'un soutènement portant, prolongé par une saignée de 1,20 m, équivaut à un espace libre de 2 m, ce qui, en lignite, est pratiquement intolérable par suite de la présence dans le toit de bancs de cailloutis aquifères.

Une rouillure ne se referme pas aussi facilement qu'une saignée et elle peut se faire sans dégager le front. D'autre part, elle n'affecte pas le toit. Le problème à résoudre consiste donc à réaliser une machine qui parcourt le front de taille tout en pratiquant des rouillures dans un plan perpendiculaire au plan d'avancement de la machine elle-même. La chose ne paraît pas impossible avec les machines actuelles montées sur chenilles.

Cependant, dans le lignite, leur circulation sur un mur tendre soulèverait des difficultés insurmontables. Il faudra résoudre le problème comme dans le charbon, c'est-à-dire avec une machine circulant sur le convoyeur, à moins que l'on ne trouve un autre mode de déplacement approprié.

b) *Nouvelles rouilleuses.*

A l'exposition du D.K.B.L., en septembre 1950, on a pu voir des rouilleuses des firmes Henry Neuenburg à Recklinghausen, Eickhoff à Bochum et Korfmann à Witten.

La firme Henry Neuenburg présentait une haveuse naine actionnée par moteur de 5,5 ou de 8 CV et pesant 350 kg. Sans le bras de havage, son encombrement est de 1,30 m en longueur, de 0,40 m en largeur et de 0,40 m en hauteur. Elle permet d'effectuer une rouillure de 1,50 m de profondeur sur 6 cm de largeur.

Étant donné que son axe longitudinal est parallèle à l'axe du convoyeur, elle ne pourrait être utilisée dans le cas qui nous occupe, quelle que soit la sympathie du mineur pour la haveuse de poche. En effet, il faudrait la faire pivoter de 90° pour pouvoir faire des rouillures perpendiculaires au front, opération particulièrement difficile et longue quand le soutènement est dense.

Il est vrai qu'un modèle spécial permet de faire des entailles en diagonale, entre toit et mur; mais nous verrons plus loin que cette solution n'est pas satisfaisante.

Les firmes Eickhoff et Korfmann construisent des rouilleuses pouvant développer, avec commande électrique, une puissance de 9,5 CV et capables d'ouvrir une entaille de 9 à 11 cm. De telles machines sont déjà utilisées dans le fond pour le creusement des galeries et des montages.

La firme Eickhoff peut également fournir une haveuse montée sur châssis mobile (fig. 4), avec haveuse sur bras pivotant. La profondeur de la rouillure est liée à la puissance de la couche, comme le montre la figure. Dans une couche de 2,20 m, la profondeur de rouillure ne serait au maximum

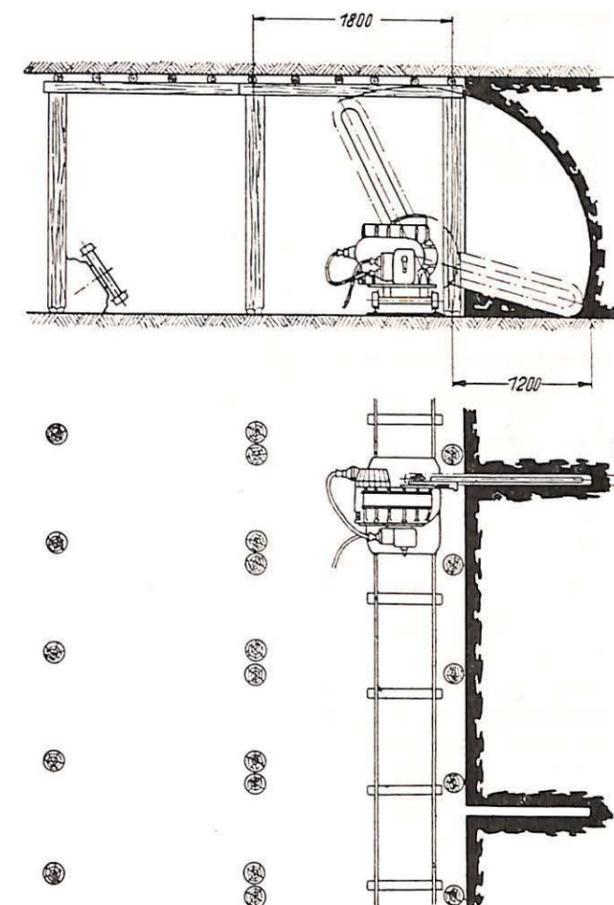


Fig. 4. — Rouilleuse verticale (Eickhoff).

que de 1,20 m, étant nulle au toit. Une couche de 1,50 m de puissance permettrait de faire une rouillure de 1 m à peine. Sous cette forme, une telle rouilleuse ne convient pas.

La même firme a en outre breveté une rouilleuse diagonale montée de biais sur le châssis (fig. 5).

En faisant pivoter le bras porte-outil, il est possible de faire une rouillure en diagonale du toit au mur. Cette opération nécessite l'enlèvement d'un étau que l'on remplace ensuite. À côté de cet inconvénient sérieux, subsiste la menace d'affaissement du toit entraînant le remplissage de la saignée. On peut dire que ces machines ne conviennent pas comme rouilleuses.

Aussi la firme Eickhoff a-t-elle réétudié le problème pour aboutir aux deux nouvelles rouilleuses que voici :

1) Une rouilleuse à cadre extensible avec tambour d'appui à l'arrière.

Comme l'indique la figure 6, un châssis mobile porte un cadre de guidage qui peut coulisser longitudinalement et pivoter. Avec ce cadre fait corps une tête de havage, avec bras et chaîne.

Sur la plaque tournante du châssis est monté un treuil dont la roue de commande prend dans une crémaillère ou une chaîne fixée sous le cadre. Une manivelle placée sur le treuil permet d'étendre le cadre de guidage.

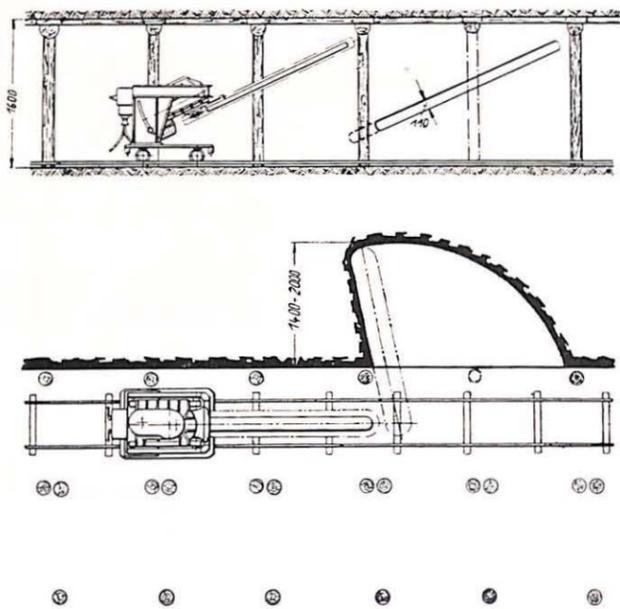


Fig. 5. — Rouilleuse diagonale (Eickhoff).

Afin d'éviter le capotage de la machine, un rouleau conducteur en caoutchouc, qui peut tourner dans tous les sens, est fixé sous le cadre de guidage.

Le bras et la tête de havage sont déplacés à la main, la manœuvre de la tête étant assurée par un moteur électrique de 9,5 kW. Cette machine sera livrable prochainement.

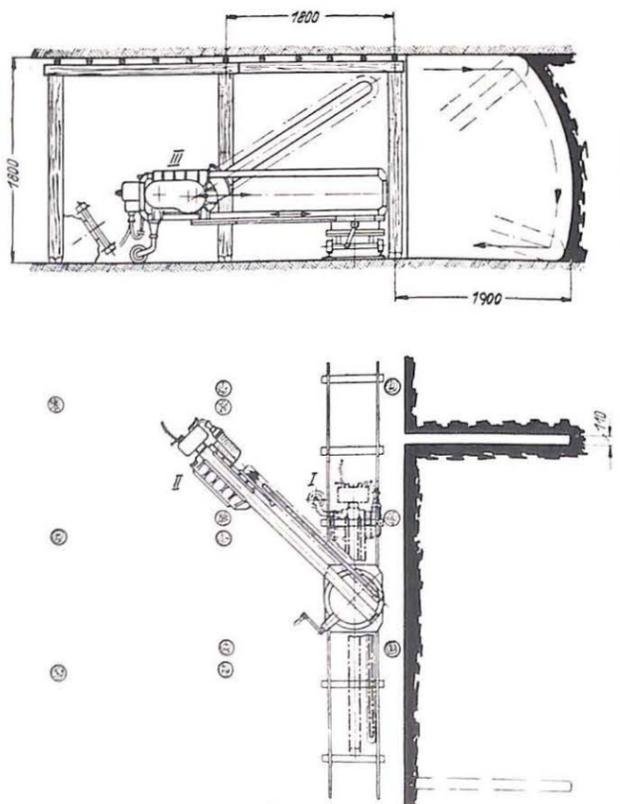


Fig. 6. — Rouilleuse à cadre extensible avec tambour d'appui à l'arrière (Eickhoff)

2) Une rouilleuse à bras extensible et pivotant. Comme l'indique la figure 7, l'engin est monté sur châssis mobile et de façon à pouvoir pivoter; il est commandé par un moteur-électrique de 9,5 kW. Le bras de havage et la chaîne peuvent se déplacer sur des guides latéraux pivotants; leurs mouvements sont commandés par une crémaillère ou une chaîne. Le pivotement des guides permet de relever ou d'abaisser le bras de havage. La chaîne de havage est entraînée par une courte chaîne munie de cames, dans les tambours inférieur et supérieur.

Toutes les commandes sont mécaniques. L'engin n'est pas pourvu de cadre de guidage, ce qui lui assure une grande mobilité. La figure 8 représente, en perspective, cette machine en action.

Avec sa machine B S 6, la firme Korfmann a également réalisé un type qui convient aux travaux en cause (fig. 9). Grâce à son poids réduit (environ 700 kg), elle est très mobile et répond parfaitement aux exigences particulières des mines de lignite. Son point faible est la petite largeur de la rouilleure qu'elle trace : 8 à 9 cm; mais il n'est pas impossible de la porter à 11 cm, en se servant d'un bras plus lourd. En lignite, tout centimètre ajouté à la largeur d'une rouilleure se retrouve sous forme d'économie d'explosif.

Les figures 9a et 9b montrent la machine en position de travail et de transport. Le carter portant le bras et la chaîne de havage coulisse mécaniquement le long des colonnes verticales (fig. 9a, position de travail).

Au début des opérations, le carter se trouve à la partie inférieure et le bras est en position verticale. Dès qu'on embraye, le carter monte automatiquement le long des colonnes. En même temps, le bras

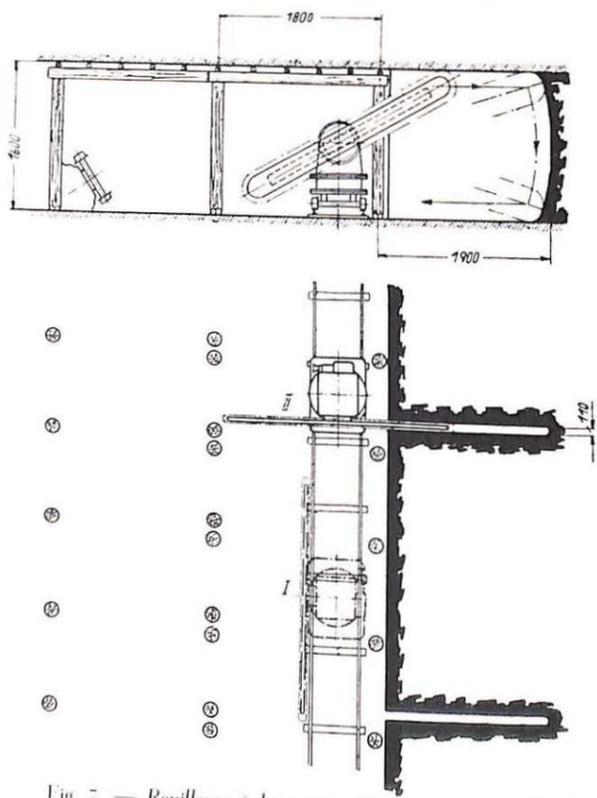


Fig. 7. — Rouilleuse à bras extensible et pivotant (Eickhoff)

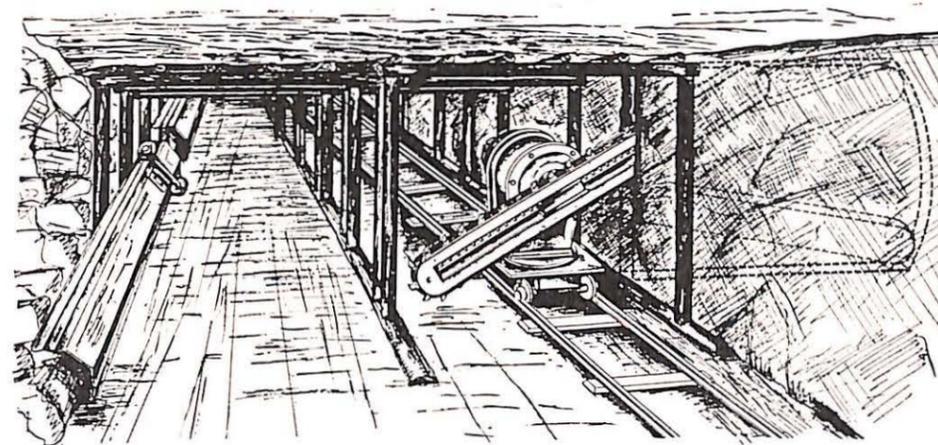


Fig. 8. — Rouilleuse précédente en action (Eickhoff).

de havage est incliné à la main, de façon à s'engager sous le toit. Quand on provoque le renversement de sens de marche, le carter redescend le long des colonnes avec bras et chaînes. Au total, il est possible de faire une rouilleure presque rectangulaire. La figure 9b montre la machine en position de transport.

La durée totale d'une opération, y compris le déplacement de la machine, est de 15 à 20 minutes.

IV. — Le transport du lignite.

On a pu voir, sur les figures, que les rouilleuses se déplacent sur rails. C'est sur ces rails, qui sont simples et d'un déplacement aisé, que sont placés des couloirs pourvus d'essieux. Pour permettre l'avancement des rails dans une nouvelle allée de transport, on enlève les couloirs et on les met sur le côté, contre le remblai. Puis on déplace les rails. La rouilleuse occupe d'abord la voie et effectue son travail, puis les couloirs prennent sa place. Ensuite, on procède au tir des mines, au cours duquel les couloirs sont en action, afin d'éviter qu'ils ne

se bloquent. Une machine, montée sur chariot, peut ainsi être déplacée à la main et calée facilement en position de travail.

Les constructeurs envisagent le déplacement des rouilleuses sur les couloirs mêmes, par glissement. Les couloirs qui sont actuellement utilisés dans les mines serviraient ainsi à la fois de moyen de transport et de chemin de déplacement. Ils devraient, dans ce cas, être solides, pas trop usagés et nécessiteraient l'emploi de treuils pour le ripage de la machine. L'évacuation des produits abattus pourrait se faire au moyen d'une tôle pivotante fixée au bout du couloir et reposant sur le mur.

Le panzer est de plus en plus à la mode dans les mines de houille, à tel point qu'un siège risque d'être considéré comme vieillot s'il n'a pas au moins un panzer en service dans le fond.

Dans les mines de lignite, le panzer appelle les considérations suivantes :

a) l'avantage principal du panzer réside dans le fait que son ripage le long d'un front dégagé est extrêmement simple et peut être effectué par les abatteurs eux-mêmes, sans nécessiter d'équipe spéciale; or, comme on l'a vu, la nature du toit des couches de lignite ne permet pas de dégager complètement un front d'abatage;

b) la mise en service d'un panzer coûte cher et ses appareils de commande sont lourds. Sans parler d'amortissement ni d'intérêts, un panzer n'est justifié, dans des couches de charbon de qualité, que pour une production minima de 500 tonnes/poste, c'est-à-dire le long d'un front de 165 m dans une couche de 1.80 m et avec un avancement de 0.80 m.

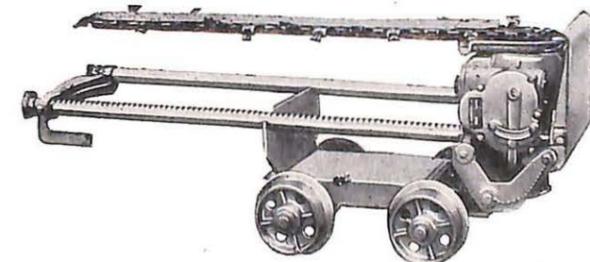
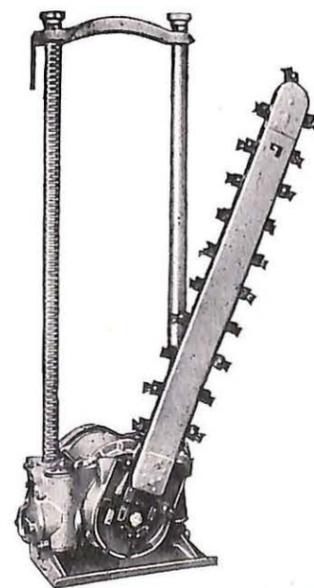


Fig. 9a. — Rouilleuse BS 6 en position de travail (Korfmann). Fig. 9b. — Rouilleuse précédente en position de transport (Korfmann).

Dans un lignite à 5.000 calories, il faudrait une extraction 2 à 2,5 fois plus grande, soit 600 à 750 t, ce qui exigerait, dans les mêmes conditions, un front d'abatage de 3 à 400 m de longueur;

c) le ripage du panzer présentera des difficultés dans les exploitations de lignite, surtout quand il servira de chemin de roulement à une haveuse. En outre, le brin inférieur de la chaîne peut arracher des lambeaux de mur, ce qui entrave sérieusement la marche de l'exploitation. En charbon, où le mur est lisse, le ripage du panzer est plus facile.

Toutes ces considérations se rapportent à des panzers lourds, qu'il faut riper et qu'on ne peut, par conséquent, utiliser que le long de fronts dégagés.

Autrement intéressants sont les panzers déplaçables prévus pour des fronts étançonnés. Il existe des modèles légers Westfalia P F. O — L ou P F. OO. Ce dernier a une capacité maxima de 50 t/heure le long d'un front de 120 m. Il ne faut

pas perdre de vue que les têtes motrices inférieure et supérieure des panzers sont les éléments les plus chers et les plus lourds et qu'il y a intérêt à intercaler entre elles le plus grand nombre possible de couloirs afin de profiter au maximum du nombre de chevaux engagés. En tout cas, il ne faut pas envisager l'emploi de panzers pondéreux dans des tailles de moins de 100 mètres. Dans quelle mesure les panzers légers pourront-ils servir de chemin de roulement aux rouilleuses ? Cela dépendra du poids et des dimensions de celles-ci.

En résumé, on peut dire que, dans les exploitations de lignite par courtes tailles, les couloirs sont et restent le moyen de transport le meilleur. Si les conditions locales permettent des fronts de taille plus longs, on utilisera des panzers légers.

Dans les galeries, la courroie reste le mode de transport indiqué.

Matériel minier

Notes rassemblées par INICHAR

CREUSEMENT MECANIQUE DES VOIES EN ROCHE (1)

M. Rodenbush et Robbins ont mis au point une nouvelle machine pour le creusement mécanique des galeries de grande section en roche. Les premiers essais ont eu lieu avec une machine de ce genre à la Mine Orient n° 5 en S. Illinois. Depuis le début du mois de juin 1955, un prototype plus récent est utilisé pour le creusement de la descenderie d'accès au gisement de la nouvelle mine n° 22 de la Société « Jamison Coal and Coke Co. », à Fairview, W.Va. La galerie, inclinée à 15 1/2°, a 4,50 m de largeur à la base et 4,50 m de hauteur. Elle aura 840 m de longueur et on espère que le travail sera achevé dans un délai de 9 à 14 mois.

La machine pèse 110 tonnes; elle est équipée de trois énormes bras foreurs dont deux creusent la moitié inférieure de la section et le troisième, disposé en retrait, coupe la partie centrale supérieure. La section ovale définitive est obtenue par parachèvement au moyen de chaînes de havage montées sur cadres (fig. 1).

(1) Extrait de « Coal Age » juillet 1955 - page 81.



Fig. 1. — Machine de MM. Rodenbush et Robbins pour le creusement mécanique des galeries en roches.

Au niveau du sol, les déblais sont repris par une solide chaîne centrale à raclettes, tandis que les déblais de la moitié supérieure de la section tombent dans un bac dans le fond duquel passe la chaîne.

La machine est montée sur patins et est maintenue en position de travail par des vérins.

Tous les outils de coupe sont actionnés par un seul moteur de 150 CV. D'autres petits moteurs actionnent le convoyeur, la pompe hydraulique et la rampe de chargement. Les bras foreurs et les chaînes portent au total trois cents pics avec taillants en carbure de tungstène.

En grès dur, on espère atteindre un avancement de 1,50 m par poste. L'avancement sera beaucoup plus rapide en roches tendres.

La galerie sera pourvue d'un revêtement en béton sur une longueur de 100 mètres, puis la sécurité sera assurée par boulonnage et gunitage.

LE DRYDUCTOR HOLMAN

Le creusement des burquins en montant et la pratique du boulonnage du toit, qui prend de l'extension, nécessitent le forage de nombreux trous montants. Le procédé d'injection d'eau à travers le fleuret pour combattre le dégagement de poussières donne lieu à de sérieuses difficultés. L'eau d'injection retombe sur le personnel; l'humidification des roches provoque le soufflage du mur. Le captage des poussières par aspiration à l'orifice du trou de mine est inapplicable vu la difficulté de maintenir la tête de captage contre l'orifice.

Le Dryductor construit par la firme Holman (Camborne, Grande-Bretagne) est une perforatrice équipée d'un dispositif nouveau de captage à sec des poussières. Le fleuret attaque la roche par percussion, mais les débris de forage sont aspirés à travers le fleuret et le corps de l'appareil qui est relié par un flexible à un capteur (Eductor).

Le Dryductor a la forme d'un perforateur à main. Il pèse 28 kg et peut s'adapter sur une béquille ordinaire. La figure 2 donne une coupe de l'appareil et montre le système d'évacuation des poussières.

Si le dispositif de succion n'est pas en ordre et que les débris ne s'évacuent pas, le perforateur ne peut pas fonctionner.

Une bonne évacuation des poussières nécessite un trou central de 5/8" dans le fleuret, ce qui oblige la foration de trous d'au moins 1" de diamètre.

Les trous dans les taillants doivent avoir une forme appropriée. On utilise généralement des tail-

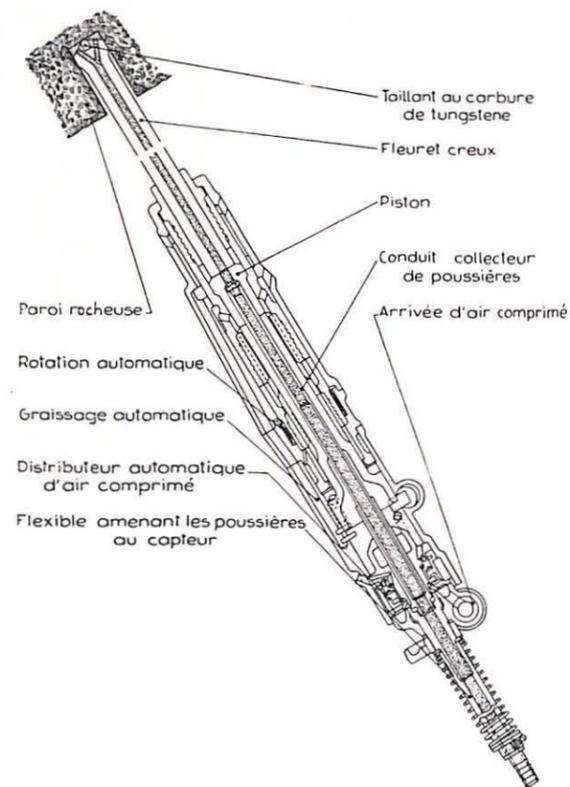


Fig. 2. — Le Dryductor Holman. Dispositif de captage à sec des poussières par l'intérieur du fleuret.

lants en forme de croix avec quatre trous disposés entre les ailes et non au centre. Les taillants ordinaires ont des cannelures périphériques entre les points de percussion pour permettre l'évacuation des poussières ou des boues. La forme extérieure des taillants doit être ronde pour retenir la poussière dans le trou et l'obliger à sortir par le fleuret.

Le capteur pour forage à sec Königsborn, déjà décrit dans les Annales des Mines (2), utilise le même principe (aspiration des poussières à travers le fleuret), mais au lieu de traverser le corps de la perforatrice, les poussières sortent par un manchon fixé sur le fleuret. Ce système a le grand avantage de s'adapter à n'importe quel perforateur, alors que le système Holman oblige l'achat de la machine à forer. Par contre, avec le système Königsborn, le courant d'air chargé de poussières fait un coude à 90°, qui augmente la résistance à l'aspiration et peut donner lieu à un engorgement.

Dans le cas de roche sèche et ne se débitant pas en grains trop gros sous l'action du fleuret, le dispositif de forage à sec par aspiration présente certains avantages :

- 1) aspiration parfaite des poussières;
- 2) vitesse de foration plus grande qu'avec le forage à injection d'eau, parce qu'il ne reste ni poussières, ni boue dans le fond du trou. A chaque per-

(2) Annales des Mines de Belgique, janvier 1951, page 50 et juillet 1955, p. 585.

cussion, le taillant frappe sur une surface nettoyée.

- 3) il n'est plus nécessaire de curer le trou avant l'introduction de l'explosif.

Si la roche est humide ou se débite en grains trop gros sous l'action du fleuret, les trous du taillant se bouchent, et la succion ne se fait plus.

FLIESVERSATZ (Remblayage par coulée)

La firme Brieden de Bochum a mis au point un matériel permettant d'effectuer un remblayage d'une compacité voisine de celle obtenue par remblayage pneumatique dans les couches de pente moyenne (entre 25 et 30°) sans utiliser d'air comprimé.

En principe, il s'agit de déverser des pierres calibrées en tête de taille et de leur donner une vitesse initiale suffisante pour qu'elles se déplacent à grande vitesse dans des tuyaux de 250 mm de diamètre et forment à leur sortie un remblai compact. La pente minimum admise est 25° pour des remblais normaux et 28 à 30° pour des pierres fines et argileuses.

Le remblai est amené en tête de taille par berlines culbutées ou par bandes métalliques ou caoutchoutées; le culbuteur doit être déplacé journalièrement. Pour assurer la continuité du remblai, on dispose, entre le culbuteur et la canalisation, une trémie en forme d'entonnoir pouvant contenir au minimum une à deux berlines. Cet entonnoir, très lourd, est construit en plusieurs pièces. Il a une section en forme d'auge avec des bords d'environ 200 mm de



Fig. 5. — Entonnoir en tête de la canalisation de remblayage par coulée.

hauteur. Il doit être placé avec une pente d'au moins 30° pour que le remblai glisse facilement; il est équipé d'un volet qui permet de régler le flux de remblai et d'éviter les engorgements brusques de la conduite. L'entonnoir est suspendu par chaînes et tendeurs.

Dans le cas de transport par bandes, la trémie n'est plus nécessaire; il faut alors disposer la station de retour de façon que les pierres glissent avec une vitesse suffisante dans les premiers chenaux (fig. 3).

Le tuyau Brieden, utilisé dans le procédé de remblayage par gravité, se compose d'un tuyau étiré à emboîtement; il résiste bien à l'usure, il a 250 mm de diamètre, 6 mm de paroi et 70 kg de résistance par mm²; il pèse 115 kg avec accouplement (fig. 4).

Une ouverture 1 a été prévue au-dessus, dans l'axe longitudinal, pour éviter la formation de matelas d'air et pour permettre également un dégagement aisé de « bouchons » éventuels.

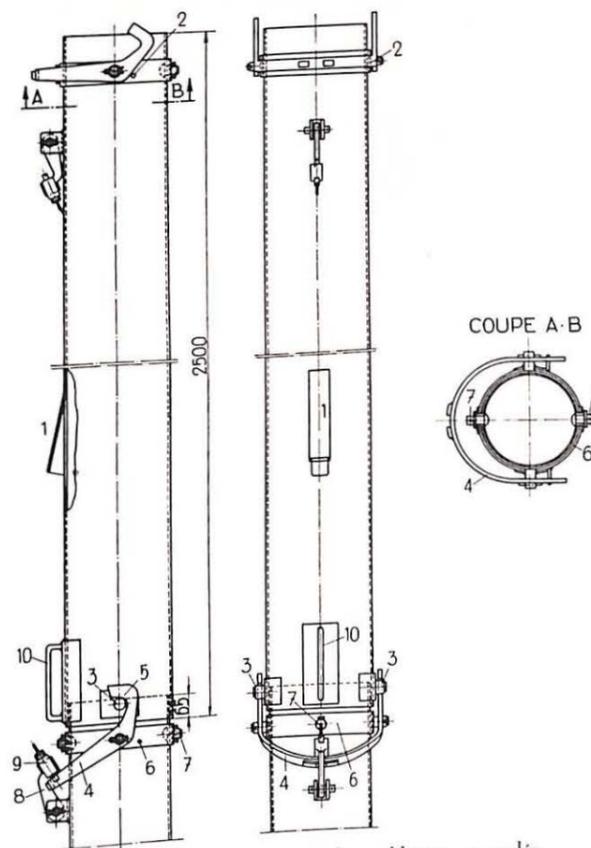


Fig. 4. — Tuyau « Brieden » pour le remblayage en coulée dans les semi-dressants.

La liaison des différents tuyaux est réalisée au moyen d'un accouplement rapide 2, monté à la sortie du tuyau, l'autre extrémité étant pourvue de deux têtons 5. L'étrier pivotant 4 de l'accouplement est logé dans un ancrage comportant des crochets 5, est logé dans un ancrage également pivotant 6, monté concentriquement au tuyau dont l'axe de pivotement 7 est perpendiculaire à celui de l'étrier. Les deux extrémités des tuyaux forment, au moment de l'accouplement, un joint de cardan. Ce genre de liaison permet l'articulation des tuyaux en tous sens grâce au jeu existant

entre les extrémités des tuyaux qui s'emboîtent; les têtons sont soumis à des sollicitations pratiquement égales.

L'étrier pivotant est maintenu fermé par un verrou 8, et un ressort 9 d'arrêt empêche tout décalage intempestif de l'accouplement.

Pour faciliter le transport et les manipulations du tuyau en taille, il a été pourvu d'une poignée 10 à une des extrémités, tandis que l'étrier pivotant de l'accouplement sert de poignée à l'autre extrémité.

On peut éventuellement faire tourner le tuyau de remblayage d'un certain angle par rapport à l'ouverture supérieure 1 pour mieux répartir l'usure.

Le tuyau en acier de 70 kg de résistance par mm² utilisé suffit pour le genre de sollicitation, du fait que le remblayage par gravité donne seulement lieu à une usure par frottement et que la vitesse des remblais est réduite, comparée à celle du remblayage pneumatique.

L'installation dans les tailles en dressants ou en semi-dressants, nécessite une bonne fixation au moyen de chaînes ou de câbles. On serre sur le premier tuyau un carcan de 10 mm d'épaisseur et de 120 mm de largeur et on le relie par une chaîne avec tendeur à un sabot placé sous un étançon calé entre toit et mur. On attache ensuite un tuyau sur trois au soutènement en passant une chaîne dans la poignée 10.

On monte la conduite à partir du pied de taille et, pour régulariser l'usure, on remonte chaque fois le tuyau inférieur en tête de l'installation.

Pour obtenir un bon remblai, on soulève les deux ou trois derniers tuyaux pour diriger le jet vers le toit ou l'on se sert d'une pelle spéciale analogue à celle utilisée pour le remblayage pneumatique. Au début du remblayage, on admet de l'eau dans la conduite pour la nettoyer.

Le meilleur remblai est réalisé par des schistes de lavoir et des pierres concassées humides. Avec des pierres argileuses ou collantes, il y a danger de bouchons. Le préposé à la manœuvre du volet doit aussi régler la quantité d'eau admise.

Quand un bouchon se ferme, on peut l'ouvrir, soit en ajoutant de l'eau, soit en frappant sur les tuyaux et en grattant avec un bois par les trous d'aération.

Au point de vue sécurité, il faut :

- 1) obturer la base de l'entonnoir avec un morceau de courroie pour qu'aucune pierre ne puisse glisser dans la conduite pendant le changement de la trémie ou des chenaux;
- 2) installer une signalisation, optique de préférence;
- 3) utiliser des toiles ou du treillis le long de l'allée remblayée.

Le personnel nécessaire comprend :

2 à 5 hommes pour mettre le remblai en place suivant la longueur de la taille et 2 hommes pour démonter et remonter la canalisation.

Pour obtenir une marche régulière de l'installation, il faut autant que possible y affecter un personnel stable. Le rendement de tout le chantier est en général lié à la mise en place du remblai.

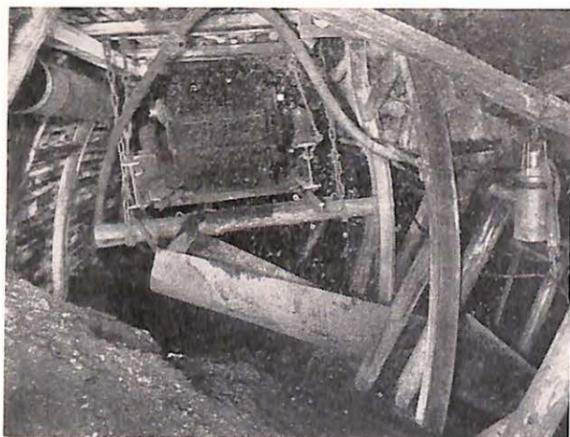


Fig. 5. — Amenée des remblais en tête de taille par convoyeur métallique.

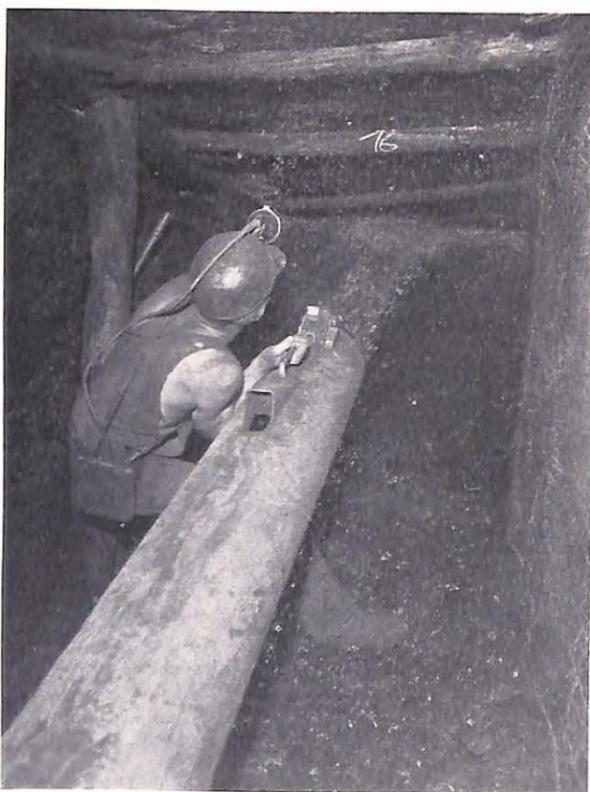


Fig. 6. — Sortie des remblais au pied de la canalisation.

Le remblayage par gravité est d'application courante à la mine Consolidation dans la Ruhr (5).

La figure 5 montre le déversement dans la taille des pierres amenées par convoyeur métallique et la figure 6, le remblai sortant au pied de la canalisation.

(5) Extrait de Glückauf, 29 août 1955. — Page 870 à 881. « Betriebsgestaltung beim Abbau steil gelagerter Flöze » par Dr. Ing. W. Hoevens.

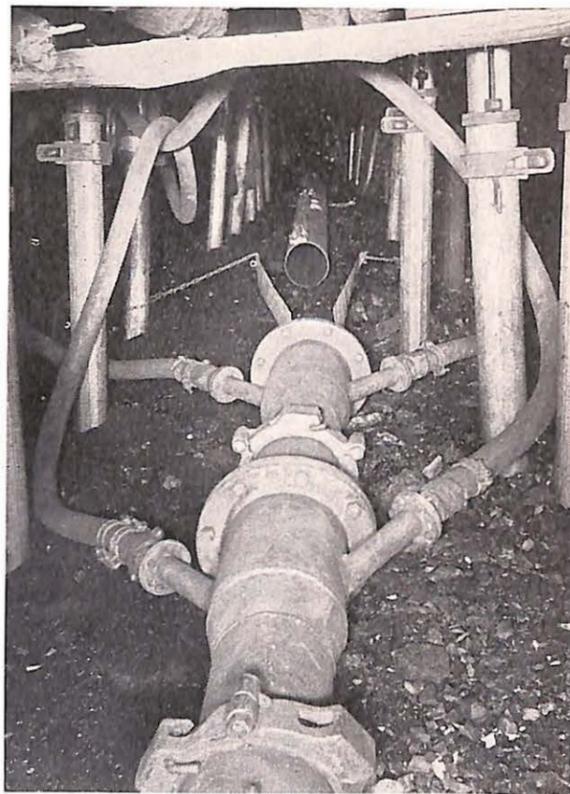


Fig. 7. — Tuyaux équipés de tuyères pour franchir de courtes plateaux.

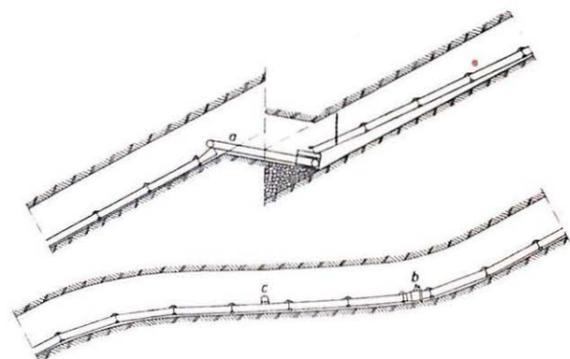


Fig. 8. — Schéma montrant les dispositifs utilisés pour franchir un plat ou un remonement.

Quand la pente est insuffisante pour donner ou conserver au flux de pierres une vitesse suffisante, on dispose aux points critiques des tuyères avec admission périphérique d'air comprimé (fig. 7). On peut franchir des plateaux et des remonements, en interrompant la conduite et en intercalant une petite courroie transporteuse (fig. 8). Le débit d'une installation peut atteindre 500 à 400 m³/poste.

Ce procédé de remblayage ne présente aucun danger pour les ouvriers à veine, on peut donc prévoir deux postes d'abatage.

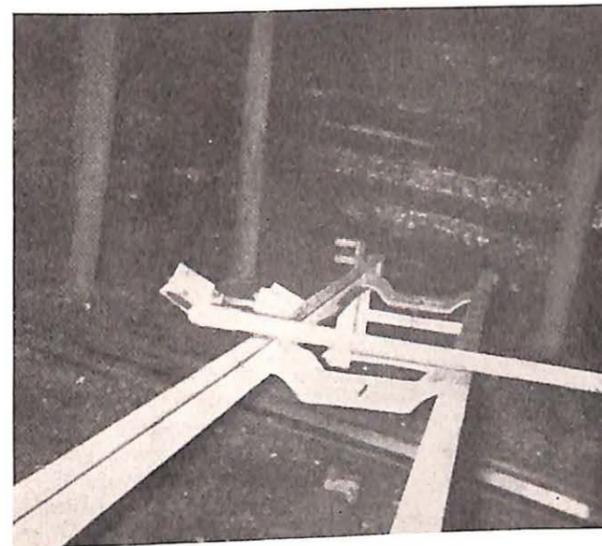


Fig. 9. — Infrastructure du convoyeur Holzworth.

COULOIRS OSCILLANTS EN ALUMINIUM

Le nouveau convoyeur « Holzworth » est en service dans le gisement des anthracites à la n° 14 Coal Cy — Port Blanchard, Jenkins Township.

Il comporte une infrastructure constituée de deux files de poutres I reposant de distance en distance sur des chemins de roulement posés sur le sol. Les poutres I ont 1,80 m, 5,60 m ou 5,40 m de longueur. Elles sont attachées les unes aux autres par des boulons de 7/8" qui restent fixés à demeure aux poutres. Les deux files de poutres sont réunies à intervalle de 1,80 m par des berceaux qui ont exactement la forme des bacs du convoyeur. (fig. 9).

Les poutres reposent sur les chemins de roulement par l'intermédiaire de quatre billes disposées dans des logements prévus à cet effet sur les surfaces d'appui des chemins (fig. 10).

Les bacs de glissement sont simplement posés sur les berceaux d'appui. L'assemblage est réalisé par deux cornières en T soudées à la face inférieure du bac (fig. 11). Le T se glisse dans des rainures correspondantes, ménagées dans le berceau d'appui.

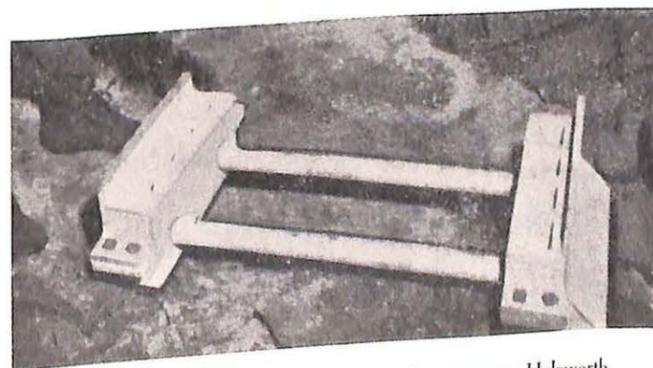


Fig. 10. — Chemin de roulement du convoyeur Holzworth.



Fig. 11. — Cornières en T soudées à la face inférieure du bac.

Le moteur attaque les poutres et le mouvement de secousse est transmis aux bacs sans soumettre ceux-ci à la traction totale nécessaire pour mouvoir tout le train. Cet assemblage donne également une bonne stabilité latérale.

Les bacs, les poutres, les berceaux et les chemins de roulement sont construits en alliage d'aluminium, zinc, magnésium, chromium et titanium (Frontier Bronze Co., Niagara Falls, N. Y.).

Une poutre de 5,40 m de longueur pèse 90 kg. Un chemin de roulement pèse 25 kg.

Un bac de glissement de 1,80 m de longueur pèse 30 kg, un seul homme le porte aisément (fig. 12).

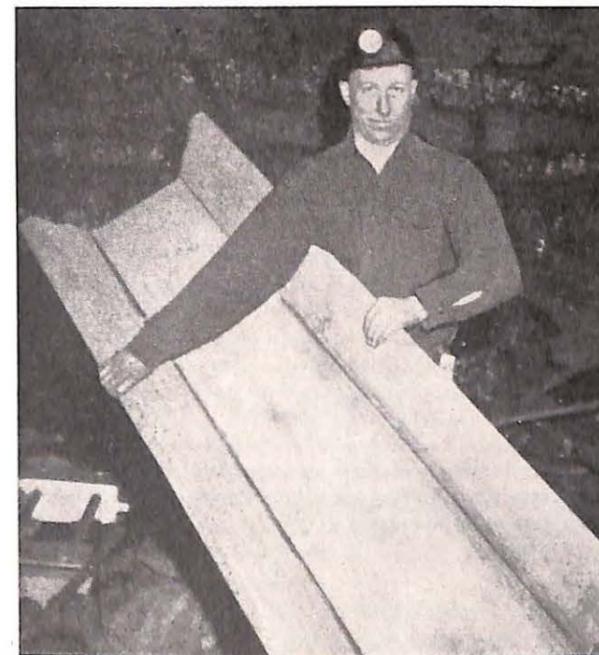


Fig. 12. — Un bac en aluminium de 1,80 m de longueur pèse 30 kg.

La largeur actuelle des bacs est de 42,5 cm.

On compte également en fabriquer de 57,5 cm.

Le convoyeur de 120 mètres est actionné par un moteur Goodman de 10 CV. Un seul moteur peut d'ailleurs actionner, par l'intermédiaire de leviers coudés, plusieurs installations disposées en série et faisant entre elles des angles quelconques. Lors du démontage, on peut transporter tous les bacs en utilisant le convoyeur puisque le mouvement est transmis par les poutres.

« RACLETTE A BANDE » POUR COURTE TAILLE (4)

Substitution d'une bande à une chaîne à raclettes dans une infrastructure de convoyeur à raclettes. (Dispositif en service à la division Gardanne des Houillères du Bassin de Provence).

On utilise un type de convoyeur à raclettes où les bacs sont assemblés par brides pour avoir un ensemble suffisamment rectiligne.

On soude dans les bacs inférieurs deux entretoises en tube à gaz. Le brin supérieur de la bande glisse dans les bacs, le brin inférieur glisse sous les bacs à l'intérieur des cornières de retenue où il est maintenu par les entretoises. (fig. 15).

On utilise des bandes de 450 mm de largeur. Les charnières sont du type flexco, sauf quelques attaches ordinaires en prévision d'un démontage éventuel. Les charnières doivent être solides car la tension nécessaire à l'adhérence n'est réalisée par aucun dispositif spécial, mais uniquement par tension sur le palan.

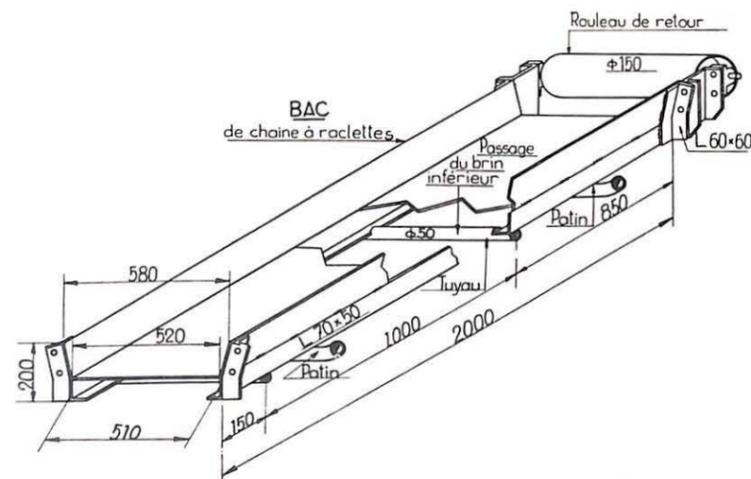


Fig. 15. — Bac de raclette monté sur patin pour utilisation avec bande transporteuse.

Le tambour moteur est constitué par un bout de tuyau de 250 mm de diamètre derrière lequel on place un rouleau de contrainte de 90 mm de diamètre.

(4) Extrait d'une notice Cerchar - Paris, auteur M. Mellet, Ingénieur divisionnaire à Gardanne Houillères du Bassin de Provence.

La tête motrice à air comprimé est équipée d'un ou de deux moteurs de 2 CV de treuil Gardner Denver. Ces puissances de 2 à 4 CV sont suffisantes pour des bandes allant jusqu'à 50 mètres, avec pente montante pouvant atteindre 50 %.

On peut équiper ce convoyeur d'un moteur électrique de 11 CV, ce qui permet d'atteindre, dans les mêmes conditions de pente, des longueurs de 60 à 70 mètres. Le rouleau de retour est constitué par un tuyau de 150 mm, mobile sur 2 paliers de 50 qui sont, soit des paliers à billes à serrage conique, soit des paliers à douilles de bronze. Il faut tenir l'axe du rouleau au-dessus de la tôle du bac pour que le brin inférieur de la bande ne frotte pas sur les cornières de retenue du bac. Ce convoyeur du type blindé n'a que 20 cm de hauteur et peut être ripé, soit au pied, soit avec des pousseurs à air comprimé. La tête motrice, quand le convoyeur remonte le charbon, peut être placée indifféremment en bas ou en haut du convoyeur qui est d'ailleurs absolument réversible; on peut donc l'utiliser pour la mise en place du remblai. Le convoyeur peut avoir un débit approximatif de 80 tonnes par poste; l'usure de la courroie n'est pas plus forte que sur un convoyeur à rouleau.

La puissance des moteurs est environ égale au quart de la puissance nécessaire avec le même convoyeur équipé d'une chaîne à raclettes. Le dépôt possible de fines entre la tôle du bac et le brin supérieur ne nuit pas au fonctionnement et nécessite seulement un nettoyage hebdomadaire.

(N.d.l.R.). Des raclettes modifiées d'une façon analogue sont également en service à la S.A. des

charbonnages de Gosson, La Haye et Horloz Réunis.

LE CONVOYEUR CONTINU MOBILE (5)

Ce convoyeur a été conçu en vue de disposer d'un engin de déblocage continu pour les abat-teuses-

(5) Dispositif présenté à la Foire de Cleveland. (Ohio) en mai 1955.

chargeuses continues dans les exploitations par chambres en couches minces.

Le dispositif comprend trois parties :

- 1) Un convoyeur ordinaire à raclettes, monté sur roues, qui suit la progression de l'abat-teuse dans la chambre en creusement (fig. 14);

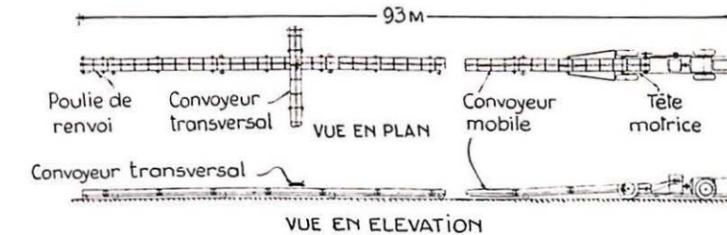


Fig. 14. — Convoyeur à raclettes mobile.

- 2) Un convoyeur transversal à raclettes;
 - 3) Une station de transfert.
- Le convoyeur mobile est équipé d'une tête motrice montée sur pneus remplis d'eau (fig. 15).

2) Un disque en tôle de 5 cm d'épaisseur et de 70 cm de diamètre. Ce disque a pour but de maintenir la chaîne au contact du bac dans le fond de bateau. La circonférence du disque est garnie d'une bande d'acier soudée, de 6 mm d'épaisseur et 5 cm de largeur. L'axe portant le disque est maintenu par des ressorts calés sur deux vérins à vis.

La chaîne passe donc sous le disque qui se soulève légèrement au passage des raclettes. Le charbon s'écoule de part et d'autre du disque et monte dans le couloir incliné. Les gros morceaux sont écrasés.

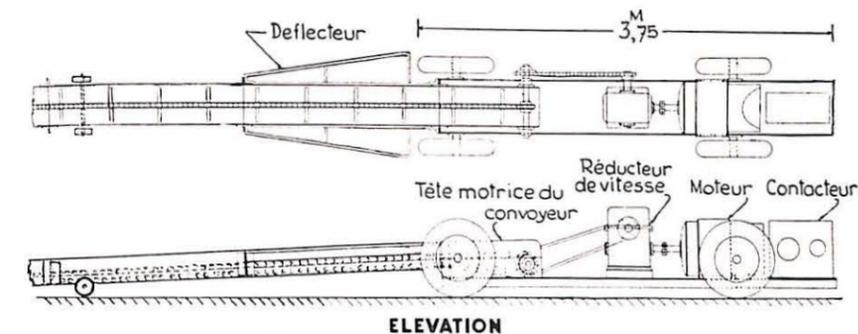


Fig. 15. — Tête motrice du convoyeur mobile montée sur pneus.

La tête a :

- 3,75 m de longueur
- 0,90 m de largeur
- 0,85 m de hauteur.

Elle est disposée dans l'ancienne chambre et la station de retour est voisine de l'abat-teuse.

Les roues portant les bacs sont en acier coulé; elles ont 17,5 cm de diamètre et 5 cm d'épaisseur. Les chemins de roulement sont distants de 2,50 m ou de 5 m suivant la nature du mur. Quand le mur est trop tendre, on peut remplacer les roues par des patins. Le convoyeur transversal est perpendiculaire au convoyeur mobile et passe au-dessus de lui.

La station de transfert disposée à la jonction des deux convoyeurs comprend trois parties essentielles (fig. 16) :

- 1) Un bac ordinaire de convoyeur à raclettes, incliné et supporté par quatre vérins à vis. Une des extrémités du bac est plus étroite, ce qui permet de l'enfoncer librement dans les bacs supérieurs du convoyeur mobile. Le bac a 2,70 m de longueur. La chaîne à raclettes et le charbon entraîné doivent sortir du convoyeur et monter dans le bac incliné. A cet effet, on a prévu :

Le charbon tombe dans le convoyeur transversal et la chaîne est nettoyée par une brosse métallique.

3) Un déflecteur et un soc de nettoyage. A l'avant du déflecteur, on a disposé un axe portant un pignon denté qui sert de guide à la chaîne à raclettes. Celle-ci redescend dans les bacs du convoyeur mobile à 6 mètres au delà de la station de transfert.

A l'avant, le déflecteur porte un soc qui nettoie les bacs du convoyeur mobile au moment où celui-ci est avancé.

Pour avancer le convoyeur, il suffit de soulever la station de transfert sur les vérins à vis et de tirer le convoyeur mobile à l'aide de la machine d'abat-teuse. Quand le convoyeur est en place, on laisse redescendre la station de transfert et l'abat-teuse reprend. Le cycle d'avancement dure 5 minutes.

Le convoyeur mobile a 90 m de longueur, ce qui permet un avancement continu de 75 m, car il faut 7,50 m en avant pour démarrer et il faut arrêter à 7,50 m de la tête motrice.

La vitesse de la chaîne est de 45 m/min.

Le convoyeur est actuellement en service dans une couche de 0,90 m d'ouverture à la mine Clearfield.

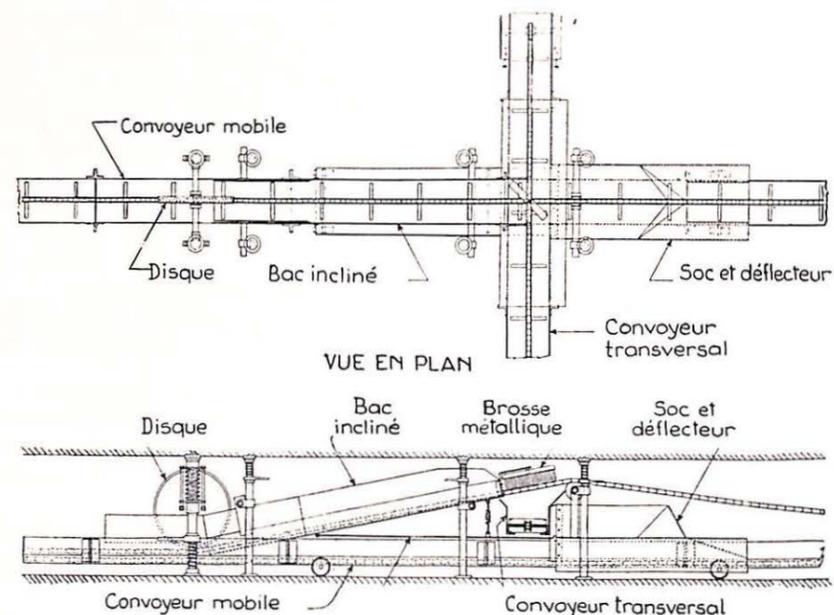


Fig. 16. — Station de transfert et position relative des deux convoyeurs.

On creuse un faisceau de trois galeries dont la centrale est équipée d'un convoyeur à courroie. On utilise trois abatteuses continues (une sur chacune des galeries en creusement), trois convoyeurs mobiles, deux convoyeurs à raclettes transversaux et un petit transbordeur.

Les convoyeurs mobiles sont montés dans la partie creusée; ils sont halés par les abatteuses au fur et à mesure de la progression.

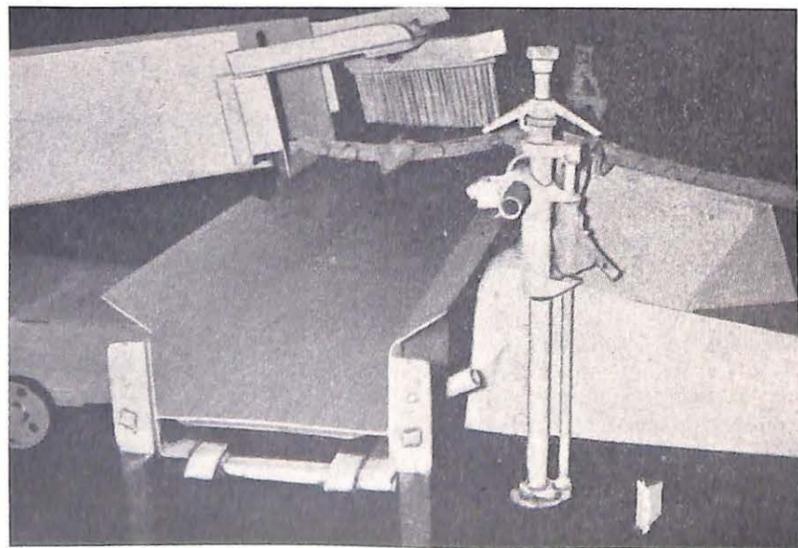


Fig. 17. — Photographie de la station de transfert. Toutes les parties de cette station sont montées sur vérins à vis.

Quand les trois galeries ont avancé de 75 m, on déplace les deux convoyeurs transversaux ainsi que les stations de transbordement et on prolonge le convoyeur à courroie. Pour déplacer ces installations, on utilise un petit chariot qui roule sur les

bords des bacs des convoyeurs. Anciennement, il fallait 42 hommes-heures pour effectuer ce travail; il faut actuellement 14 hommes-heures.

CONVOYEUR EXTENSIBLE A COURROIE « JOY » (6)

Ce convoyeur est constitué d'une tête motrice et d'une station de retour indépendante. Les deux

parties sont montées chacune sur chenilles et sont toutes deux automotrices. La courroie est tendue entre les deux stations et les deux brins sont sup-

(6) Extrait de « The Colliery Guardian » 23 juillet 1953, p. 105.

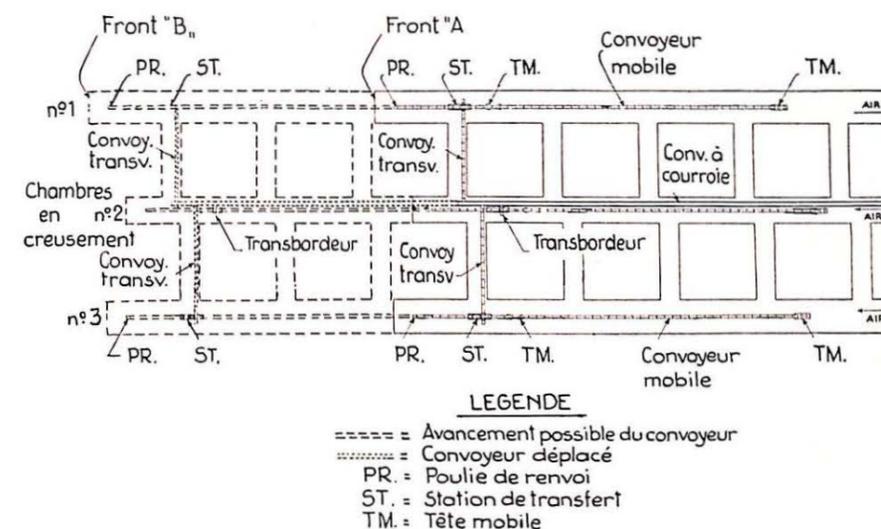


Fig. 18. — Schéma des travaux et des moyens de transport à la mine Clearfield. On emploie trois convoyeurs continus mobiles dans trois chambres en creusement.

portés par des batteries de rouleaux amovibles disposés à 1,50 m d'intervalle au fur et à mesure du déplacement du convoyeur (fig. 19).

La réserve de courroie est emmagasinée dans la tête motrice en trois boucles superposées, tendues hydrauliquement. Ce dispositif contient 50 m de courroie, ce qui permet ainsi une extension du convoyeur de 15 m. En service, la station de retour se déplace derrière la machine d'abatage jusqu'à épuisement des boucles de réserve. On reconstitue la réserve en ouvrant un joint de la courroie et en intercalant un nouveau rouleau de 50 m. Cette opération dure environ 10 à 15 min.

La courroie de 600 mm de largeur est actionnée par un moteur de 15 CV. Le convoyeur peut atteindre 200 m de longueur. La capacité de transport

serait de l'ordre de 120 tonnes/heure à la vitesse de 1,25 m/sec.

La tête motrice de ce convoyeur a
8,10 m de longueur,
2 m de largeur,
80 à 85 cm de hauteur.

Deux moteurs de 4 CV chacun actionne, l'un les chenilles, l'autre la pompe hydraulique qui maintient tendues les boucles de réserve. La tension de la courroie reste constante et un interrupteur de sécurité disposé sur le moteur de la pompe empêche une extension exagérée.

La station de retour a
2,80 m de longueur,
1,75 m de largeur,
60 cm de hauteur.

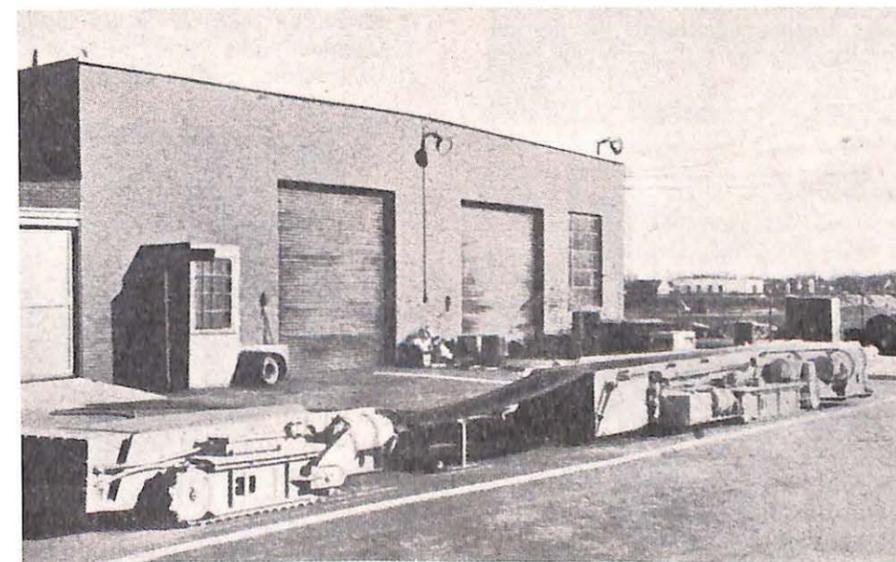


Fig. 19. — Convoyeur extensible à courroie Joy.

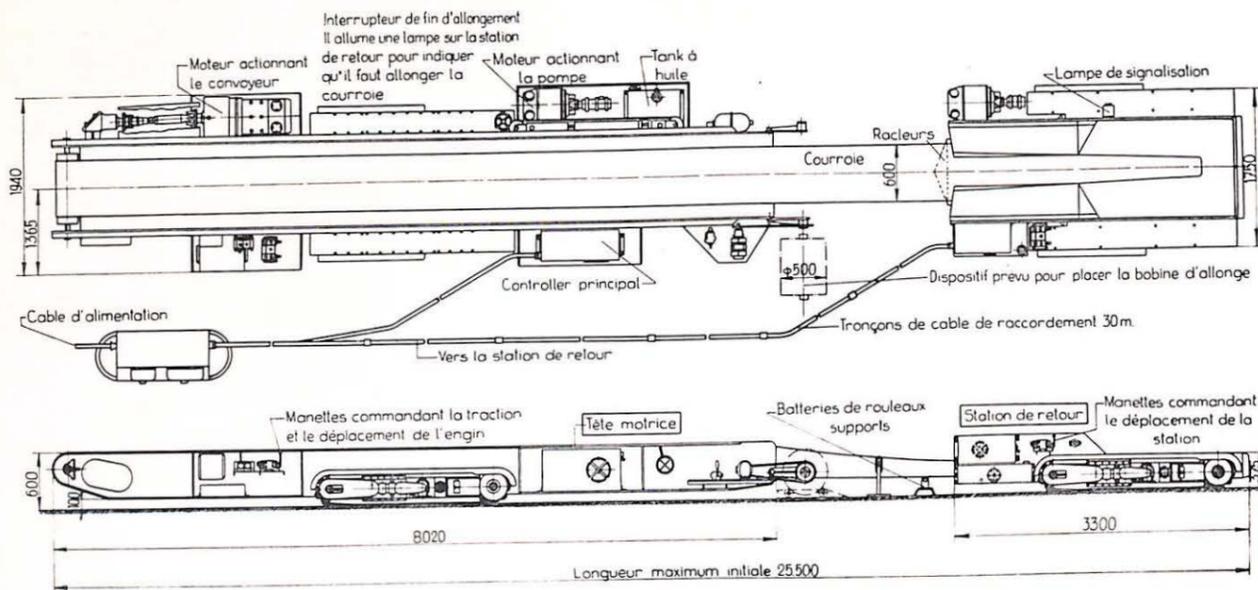


Fig. 19. — Convoyeur extensible à courroie Joy.

Elle est équipée d'un moteur de 4 CV qui actionne les chenilles. La poulie de renvoi pivote autour d'un axe vertical, ce qui assure continuellement l'alignement automatique de la courroie.

L'ensemble est simple à manœuvrer et à faire progresser. Ce convoyeur extensible apporte une solution au problème du déblocage continu des chantiers équipés d'abatteuses chargeuses continues, travaillant dans des chambres rectilignes et dans des galeries suffisamment larges.

Complètement repliée, l'unité a environ 12 m de longueur et 2 m de largeur, ce qui à première vue semble exclure son emploi dans les tailles chassantes des gisements européens.

VANNE DE SECURITE POUR CONVOYEURS SOUTERRAINS (7)

De l'étude des nombreux accidents dus à l'emploi des convoyeurs souterrains, il résulte que beau-

(7) Extrait de « Iron and Coal T.R. » n° 4457 - 17 sept. 1953, page 576.

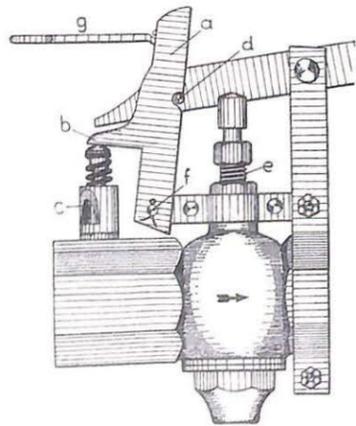


Fig. 20. — Vanne de sécurité pour convoyeur à courroie.

coup d'accidents auraient pu être évités ou auraient eu des conséquences beaucoup moins graves si le convoyeur avait pu être immobilisé instantanément.

Dans le cas d'emploi de moteurs à air comprimé, le système décrit permet la fermeture automatique de la vanne d'admission à partir de n'importe quel point du convoyeur (fig. 20).

Un câble de signalisation (g) est tendu le long du convoyeur et relié à la station (a). Une traction sur le câble fait pivoter le levier (a) vers l'arrière autour du point (f) et l'ergot (b) actionne un sifflet (c). En même temps le tenon (d) libéré permet la détente du ressort (e) et la fermeture de la vanne d'admission d'air comprimé.

Ce dispositif automatique utilisé couramment dans le North Staffordshire donne de bons résultats.

Ses avantages sont nombreux :

- 1) possibilité d'arrêter le convoyeur à partir de n'importe quel point du parcours;
- 2) déclenchement d'un signal d'alarme qui avertit le machiniste;
- 3) la remise en marche du convoyeur ne peut être effectuée que par le préposé.

INDICATEUR DE POSITION DE TAQUETS (8)

A la suite d'un accident mortel survenu dans une mine du Nord Staffordshire, on a jugé utile de disposer près du machiniste un indicateur optique de position de taquets.

Les taquets sont reliés à une tige qui établit un contact dans un circuit électrique. Le circuit est alimenté en 110 volts et préservé par des fusibles disposés dans le bâtiment de la machine d'extraction. Les lampes indicatrices sont disposées près du tableau de signalisation de façon à être bien vues du machiniste (fig. 21).

(8) Extrait de « Iron and Coal T.R. » 11 sept. 1953.

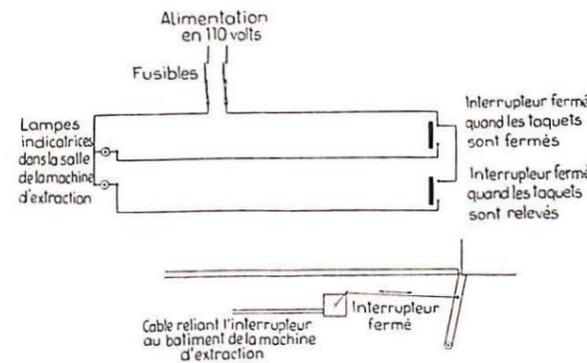


Fig. 21. — Schéma du circuit électrique pour l'indicateur de position de taquets.

Une lampe rouge s'allume quand les taquets sont en place, et une lampe verte quand ils sont retirés; de cette façon le dispositif reste de sécurité, même si le courant est coupé dans le circuit ou si une ampoule fait défaut. Il existe deux jeux de lampes respectivement à droite et à gauche du tableau de signalisation correspondant aux taquets des cages droite et gauche.

DETECTEUR DES BRUITS DE LA MINE (9)

Petit appareil acoustique très sensible pour les signaux de choc et les craquements de terrains.

L'auteur a décrit dans « Glückauf » 1949, des expériences sur la transmission des signaux de chocs dans les travaux souterrains. L'appareil employé alors était lourd, encombrant et nullement cuirassé pour le protéger réglementairement contre le grisou; il aurait fallu lui donner un poids atteignant 120 kg, ce qui le rendrait inutilisable au fond. C'est pourquoi un petit appareil léger a été étudié et mis au point à la Station Westphalienne de Géophysique; il pèse 7,5 kg sans la caisse en bois.

(9) Das Bergbauhörgerät. Ein hochempfindliches, kleines Abhörgerät für Klopzeichen und Gebirgsgeräusche, par Dr. A. Baule, Bochum « Glückauf » du 21 juin 1952.

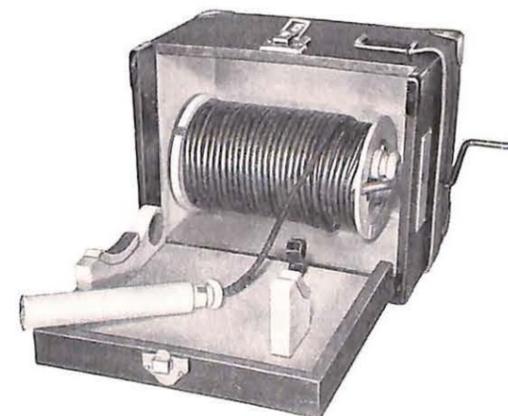


Fig. 22. — Écouteur pour mines. Récepteur, amplificateur, bobine pour 25 m de câble, caisse de transport. Les écouteurs se mettent au-dessus de la bobine.

Ce détecteur acoustique pour mines est un récepteur très sensible des sons, et aussi des ébranlements sismiques, qui se prête très bien à l'audition des bruits qui se produisent par les roches, il est destiné aux travaux de sauvetage et, tout particulièrement, à percevoir les signaux que frappent les ouvriers emmurés par un éboulement. Mais, il peut également s'appliquer à la perception de bruits très divers tels que craquements et crépitements, qui suivent une mise sous tension des rochers, par suite de l'exploitation, les glissements ou chutes de blocs qui se produisent dans les éboulis récents ou encore les bruits dus à l'écoulement de l'eau dans les conduites. La station de Sauvetage d'Essen a collaboré aux expériences sur cet instrument.

La construction répond aux prescriptions réglementaires et des essais préalables à l'autorisation définitive sont en cours à la galerie d'expérience de Derne. Depuis septembre 1951, l'appareil a servi plusieurs fois en cas d'accidents.

Avec cet appareil, les signaux peuvent être transmis par la roche en place, sans intervention des rails ou des canars, et perçus à une distance cinq fois plus grande qu'à l'ouïe seule. C'est ainsi qu'à la mine expérimentale Tremonia, à Dortmund, dans les grès compacts, la distance de perception a été de 200 à 270 m au lieu de 50 m. Dans les terrains dérangés des puits n° 4 et 5 de Constantin der Grosse, on a perçu les signaux à 100 m de distance, dans le sens vertical comme dans le sens horizontal.

Description et mode d'action du détecteur acoustique pour mines.

La partie principale est représentée à la fig. 22, dans laquelle manque la seconde paire d'antennes. Le petit récepteur, pesant 0,6 kg, a un diamètre de 37 mm, comme une cartouche d'explosif. A l'intérieur se trouve un cristal piezoélectrique et un premier amplificateur avec un petit tube. Le récepteur est réuni à l'amplificateur par un câble Faraday. Le petit récepteur est placé contre le terrain ou une pièce appropriée du soutènement et rend les bruits et vibrations du soutènement en ondes électriques à l'écouteur. Le bâti de l'amplificateur est en tube de Bondur (alliage de cuivre et d'aluminium) et il se compose de deux parties. Dans la partie supérieure, d'une capacité d'un litre et rigide, sous le couvercle vissé, se trouvent un amplificateur à quatre petits tubes et les plus petits éléments électriques. Dans la partie inférieure, construite avec sécurité renforcée, se trouvent deux batteries interchangeables. Toutes les pièces sont enfermées dans une caisse de bois solide, qui porte en même temps l'axe de la bobine et qui sert de siège à un ou deux observateurs. En ordre de service, le tout pèse 13 kg et se porte en bandouillère.

Le service de l'amplificateur est simple. Sur le couvercle de la boîte, il y a l'entrée du câble et en plus deux paires de douilles pour les écouteurs et un solide verrou d'interrupteur. (fig. 23).

Ce verrou sert aussi de régulateur de l'intensité du son. La manivelle se visse dans le tourillon.



Fig. 23. — Couvercle et pièces de service.

Pour changer les batteries, on dévisse le fond, ce qui ne peut se faire qu'avec une clef spéciale. La batterie d'anode et l'accumulateur se trouvent des deux côtés d'une plaque isolante qui se glisse entre guides et est maintenue par des ressorts (fig. 24).

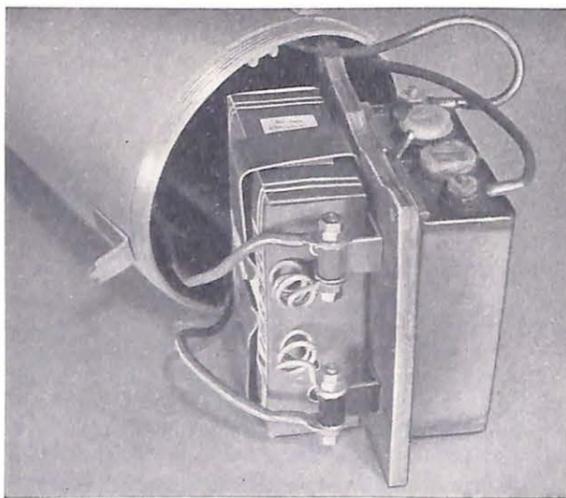


Fig. 24. — Compartiment de la batterie.
A gauche, batterie d'anode; à droite, collecteur à 2,4 V.

Pour le chauffage des tubes à 1,4 V, il y a un petit accumulateur à 2,4 V, type E.V.C., semblable à celui des lampes de porion. L'amplificateur ne consomme que 0,52 A et la charge suffit pour toute la durée d'un poste. (fig. 25). Comme source pour la batterie anode, on emploie un accumulateur sec

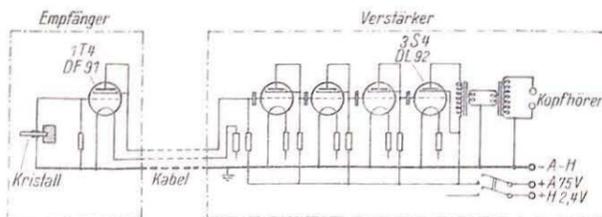


Fig. 25. — Schéma des connexions de l'appareil.

à 75 V du genre Pertrise-Microdyne n° 1820 avec des fils de dérivation. Cette batterie dure plusieurs mois. Les fils de chauffe de tous les tubes sont munis de résistance de sûreté intercalées pour réduire la tension de la batterie de 2,4 V à 1,4 V. Les résistances d'anode et de chauffage ne sont pas dans le compartiment du cristal, mais dans la partie renforcée et rigide de la boîte. De cette façon, il ne faut qu'un seul câble Faraday, jumelé avec écran de connexion pour amener un courant de chauffage de 50 mA et 1,4 V et un courant d'anode de 0,25 mA et 40 V. Pour motifs de sûreté et d'adaptation, les deux douilles de sortie pour les écouteurs sont couplées aux tubes extrêmes par double transformation.

Emploi de l'appareil au fond.

Cet instrument est particulièrement employé dans les opérations de sauvetage quand il s'agit de déceler les sons émis par les emmurés au moyen de coups de marteau ou autrement. Le petit récepteur est porté le plus près possible du lieu sinistré et on le fixe étroitement, mais avec précaution (le cristal est fragile) contre la roche en ferme ou le front de taille ou un trou de mine ou une pièce du soutènement. A la distance de 20 à 25 m, on dispose



Fig. 26. — L'appareil en position de service pour détecter les signaux de choc.

l'amplificateur qui est utilisé par un ou deux observateurs (fig. 26).

Tous les travaux bruyants sont naturellement interrompus dans le voisinage du poste d'écoute. D'après les résultats acquis jusqu'à présent, deux points sont très importants pour la réussite du procédé :

- 1) Prévenir immédiatement le poste principal de sauvetage, parce que les indications de l'écouteur peuvent être un guide pour la conduite des opérations et par conséquent l'appareil doit être apporté aussitôt que possible;
- 2) Instruire les préposés du fait que les emmurés donnent des signaux par intervalles. Il faut bien noter que ces bruits peuvent être perçus à l'aide de l'instrument, alors même que les sauveteurs n'entendent aucune réponse à leurs propres signaux.

Comme suite aux bruits perçus, il n'y a rien d'autre à faire que de frapper les coups d'usage courant dans les travaux de sauvetage.

GAINÉ ANTI-BELIER POUR AMORÇAGE AUTOMATIQUE DE L'ASPIRATION DES POMPES A PISTON

Dispositif préconisé par M. Gascuel, Ing. A et M.

Toute pompe à piston est munie d'un clapet de retenue sur l'aspiration, afin de s'opposer à l'écoulement de l'eau au moment de l'arrêt.

Le parfait fonctionnement d'un clapet de retenue est toujours aléatoire : usure des portées, érosion par le frottement des eaux calcaires, etc., il en résulte des fuites toujours préjudiciables à l'étanchéité. Dans ces conditions, le corps de la pompe se vide partiellement ou totalement parfois et bien souvent, au moment de la remise en route, la manœuvre du réamorçage s'impose.

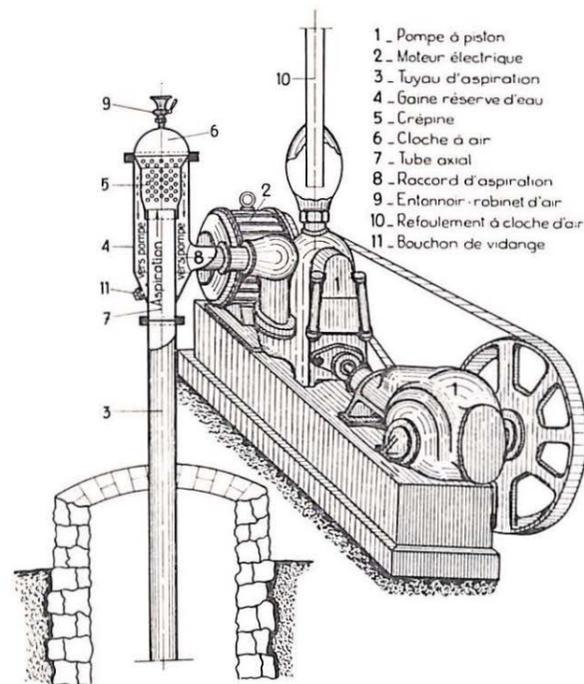


Fig. 27. — Gaine anti-bélier pour amorçage automatique des pompes à piston.

Pour éviter tous ces ennuis, il est possible d'adjoindre à toute pompe à piston existante, le dispositif ci-après qui la rend pratiquement indésamorable. (fig. 27) La bride d'aspiration de la pompe est raccordée directement à une tubulure horizontale, 8, d'une gaine réserve d'eau, 4, qui porte à

sa partie supérieure un robinet de remplissage, 9, et à la partie inférieure un bouchon de vidange, 11.

Le fonctionnement est très simple. La première fois on remplit la gaine réserve, 4, avant la mise en marche de la pompe qui s'amorce normalement, l'eau étant en charge sur le piston. A l'arrêt pour éviter l'effet de siphonnage, il faut ouvrir le robinet, 9, qui sera à nouveau fermé lors de la remise en marche. A n'importe quel moment, l'eau de la gaine réserve réalise l'amorçage instantané (malgré l'absence du clapet de retenue qui aura pu être enlevé). En outre, le cuir embouti du piston constamment baigné par l'eau sera très étanche et assurera un très long service.

La crépine, 5, au lieu d'être située au fond du puits et par conséquent d'un accès difficile, sera mise à la partie supérieure du tuyau d'aspiration placé axialement dans la gaine réserve.

La pompe à piston a l'inconvénient de fournir un débit irrégulier lorsqu'un seul piston est en action. En effet, pendant la période d'aspiration, le débit est nul puis augmente jusqu'au milieu de la course de refoulement et revient progressivement à zéro.

La vitesse variable qui en résulte dans la circulation de l'eau produit, à chaque impulsion de piston, un choc hydraulique, dit coup de bélier, qui se traduit par une fatigue des tuyaux, des joints et clapets du corps de cylindre. Il est avantageux, pour améliorer le rendement, d'amortir ces ondes liquides par l'installation d'un anti-bélier sur la conduite d'aspiration.

La cloche à air, 6, a pour but de régulariser la vitesse d'ascension des filets liquides; l'air emprisonné sert de régulateur, il est un véritable amortisseur élastique pour la nappe supérieure de l'eau.

Pour renouveler l'air qui arrive insensiblement à se dissoudre, il peut être installé un petit reniflard-clapet de 1 à 1 1/2 mm de diamètre, qui laissera entrer un peu d'air à chaque course du piston. Ainsi donc la gaine anti-bélier régularise pratiquement le débit d'aspiration pour le meilleur comportement des organes mécaniques mis en mouvement.

Par temps froid, si la pompe est exposée aux intempéries, il suffira de dévisser le bouchon de vidange, 11, pour mettre la pompe à l'abri d'une rupture provoquée par une forte gelée.

L'ensemble ainsi décrit apporte des facilités d'entretien et :

- 1) il permet un amorçage rapide et sûr de la pompe mécanique;
- 2) il supprime la visite pénible de la crépine placée généralement dans des endroits difficiles d'accès;
- 3) il régularise la vitesse d'aspiration de la colonne liquide et crée ainsi un mouvement uniforme de montée de l'eau, ce qui freine les vibrations des conduites.

Sélection de fiches d'Inichar

Inichar publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

- 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.
- 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. SONDAGE.

IND. A 21 et A 2544

Fiche n° 7330

S. C. JONES. The splitting of the Graigola seams. Le dédoublement de la couche Graigola. — *Colliery Guardian*, 1953, 25 juin, p. 807/810. 4 fig.

A la mine Graig Merthyr du district de Swansea, la couche Graigola, qui comporte normalement deux laies séparées par une mince intercalation, voit cette dernière s'épaissir d'abord progressivement, puis sur une distance de 500 m environ, elle passe à 11 m d'épaisseur alors que la laie du mur n'a pas varié : 1.500 m plus loin, la laie du toit qui s'était étirée se reforme à sa composition, mais en conservant les 11 m de stampe avec la laie inférieure, et cette disposition se poursuit sur plusieurs km : la couche supérieure s'appelle Six Feet et l'inférieure Three Feet. Coupe nord-sud passant aux environs des puits Graig, Merthyr et Tirdonkin, 5 km plus à l'est, le même phénomène se reproduit; à l'ouest, les affleurements ont été exploités sans qu'il soit possible de suivre la jonction des couches Six Feet et Three Feet. Une coupe faite par quatre autres puits montre également les couches Six Feet et Three Feet se rapprochant progressivement pour se confondre en une seule vers le nord, avec une puissance totale notablement plus faible que la somme des deux.

Résumé dans *Iron & Coal T. R.* 1953, 26 juin, p. 1463.

IND. A 21

Fiche n° 7742

A. NELSON. Contemporaneous coal seam irregularities. Operative effect on economic mining. *Dérangements contemporains de la formation des couches de charbon. Importance économique pour l'exploitation.* — *Iron and Coal T.R.* 1953, 21 août, p. 417/421, 5 fig.

Etude sur les étrointes lors du dépôt ou peu après le dépôt de la couche. L'auteur signale d'abord les irrégularités résultant de variations locales dans la disposition du sol de végétation plus ou moins inondé ou au contraire soumis à l'érosion, la nature

aussi : argileuse ou sableuse localement, peut avoir influencé sur la végétation. Une autre cause d'irrégularité peut résulter d'un mouvement de la masse du dépôt encore à l'état semi-fluide vers une dépression locale.

Il passe ensuite à l'étude du wash-out proprement dit. Il expose les 5 phases de sa formation : creusement par un bras de rivière d'un chenal dans un dépôt régulier, remplissage progressif du ménisque par sables de sédimentation avec débris végétaux de place en place, enfin en troisième place, compression différentielle des régions sableuses et végétales achevant la formation de la loupe stérile autrement dit la dichotomie horizontale de la couche. Les formations en queue de poisson, le long des bords sont probablement produites par le cours de l'eau se traçant un chemin à travers les dépôts végétaux et y amenant des sables. L'approche d'un wash-out se manifeste par de minces lits ou coins de grès. Le niveau inférieur de ces joints gréseux correspond approximativement à celui où l'érosion a débuté. L'étude du grain du grès peut éventuellement donner des indications sur l'importance du phénomène. Il est important de déterminer la position d'un wash-out en plusieurs endroits d'une couche ainsi que la profondeur de l'érosion. C'est en général à l'endroit où l'érosion a été la plus profonde que la largeur de l'étreinte est la plus petite, la recoupe doit naturellement être perpendiculaire à la direction du wash-out. L'auteur cite alors quelques exemples. Certaines couches sont spécialement sujettes à wash-out surtout les couches à cannel-coal du Nord du Pays de Galles.

IND. A 23

Fiche n° 7511

F. STOCKMANS et Y. WILLIERE. Végétaux namuriens de la Belgique. *Ass. pour l'étude de la Paléontologie et de la Stratigraphie Houillères.* — *Public.* n° 13, 1952-53. 382 p. + 57 pl.

Ces auteurs font non seulement connaître la flore de Baudour, rendue célèbre par feu A. Renier, bien que non encore décrite, mais en outre de nombreuses associations végétales, riches et variées, rencontrées au cours d'une exploration intensive du Houiller inférieur de la Belgique.

Cette flore namurienne compte actuellement 66 genres et 177 espèces, représentés dans les collections nationales par des milliers d'exemplaires. On y note 80 espèces nouvelles ou 95 si on y comprend celles signalées pour la première fois dans les publications précédentes de l'Association.

L'œuvre de ces deux paléontologistes constitue donc un enrichissement considérable des connaissances sur la flore carbonifère, voire sur la flore paléozoïque en général, étant donné la lacune que cette étude vient de combler. Le déséquilibre qui subsiste encore dans les manuels belges de géologie entre la flore westphalienne et celle qui l'a précédée dans le temps peut dès maintenant être compensé.

Enfin, au sein même du Namurien, les auteurs sont parvenus à restituer une succession chronologique, rehaussée par une illustration bien ordonnée, d'ensembles végétaux correspondant à chacune des zones classiques adoptées par les paléozoologistes du Carbonifère.

B. ACCES AU GISEMENT. METHODES D'EXPLOITATION.

IND. B 117

Fiche n° 7536

X. The Vlaktefontein grab facilitated twice the normal sinking rate and halved usual native complement. — *Le grappin de Vlaktefontein a doublé la vitesse de fonçage et réduit de moitié le nombre de manœuvres indigènes.* — *South African Min. Eng. Journal*, 1953, 20 juin, p. 635/639 & 665.

Dans le fonçage du puits n° 2 à la mine Vlaktefontein tous les records d'avancements mensuels ont été battus : au cours du mois de mai de cette année, on a réalisé un avancement de 175 mètres. L'utilisation d'un grappin spécial a permis de réduire de moitié le nombre de manœuvres. Contrairement aux grappins ordinaires, qu'on cherche à rendre aussi légers que possible pour réduire le poids mort, le grappin en question est du type lourd pour pénétrer dans le tas de roches abattues en morceaux assez gros et enchevêtrés. Les 8 coquilles pointues possèdent une âme de renfort en forme de crochet et sont actionnées à l'air comprimé, l'ensemble est en forme de cactus et contient 560 l. Il est monté en monorail sous le plancher inférieur et déverse dans un cuffat de 2.500 l. (Vues du grappin en action et disposition des 3 planchers de travail).

Le puits a 7,92 m à terre nue et 7,20 m bétonné, il est creusé en grande partie dans le quartzite aurifère. Les fissures aquifères étant fréquentes, il est protégé par des sondages de 7 mètres et en cas de venue, on cimenterait 15 mètres tout autour. Creusement et bétonnage sont simultanés, au moyen d'un octopus pour le bétonnage. La manche de ventilation qui encombrait les travaux a été remplacée par une tuyère adaptée au niveau du plancher inférieur : elle réduit la section de tuyauterie de 1 m à 0,500 m et crée une turbulence suffisante pour aérer le fond. A 1000 m la température atteint 40° C. Le ventilateur débite 11 m³/sec à 220 mm d'eau. Pour l'exhaure, on a établi des tenues tous les 500 m et dans le fond une pompe d'avaleresse dé-

verse en cuffats. L'avancement moyen au cours de l'année 1952 a été de 85 m par mois à 5 postes.

IND. B 22

Fiche n° 7782

POT, D'ARRAS & BARBEY. Creusement de bures de 4 m de diamètre. *Revue de l'Industrie Minière*, 1953, juillet, p. 519/534. 21 fig.

Le groupe d'Hénin-Liétard a adopté une méthode d'exploitation par panneaux qui nécessite le fonçage et l'équipement d'un grand nombre de bures. Pour abaisser le prix de revient et accélérer l'exécution de ces ouvrages, il a été procédé à une étude détaillée du matériel de fonçage et d'équipement et à une normalisation des formes des divers ouvrages bétonnés qui constituent les recettes du bure. A signaler comme particularités adoptées :

- Un plancher de recette de fonçage, effaçable en totalité.
- Une chargeuse mécanique de déblais comportant un plancher, un bras parabolique et une benne preneuse.

Conclusion : Les résultats obtenus sont encourageants. Il faut environ un an pour creuser et équiper un bure de 125 m avec 2 ou 3 recettes intermédiaires en plus des recettes extrêmes.

C. ABATAGE ET CHARGEMENT.

IND. C 21

Fiche n° 7345

J. LIGNY. L'abatage à l'explosif aux charbonnages de Monceau-Fontaine. *Explosifs*, 1953, n° 2, p. 62/66.

Organisation actuelle et résultats obtenus dans 2 tailles de caractéristiques différentes :

Taille 7 Paumes — à l'étage 550 m du siège n° 6 — ouverture 60 cm, puissance 50. Bon toit, 15 cm de faux mur, pente 27 à 31° — charbon dur — taille de 141 m — soutènement chassant en bois — havée de 1,55 m. En voie, cadre Toussaint de 21 kg — berlines de 650 l — locos en voies et bouveaux.

Classement du siège : 1^{re} catégorie, pas de grisou dans l'atmosphère du chantier.

Tableau du personnel : 42 à l'explosif contre 47 au piqueur — production nette, 100 t.

Granulométrie des produits à vue d'œil fort améliorée — bénéfice réalisé à la tonne : 12 F.

Taille Grande Veine — même étage, même siège, ouverture 1 m — puissance 0,90 — bon toit, bon mur — pente 27 à 31° — dureté variable — taille de 155 m — soutènement chassant (plates-bêles de 3 m) sur étaçons métalliques.

Tableau du personnel : 59 contre 66 au piqueur — production de 220 à 250 t (havée de 1,55 m).

Le prix de revient de l'explosif est ici de 18 F/t contre 45 dans la couche précédente. Tout comme dans la couche précédente, la dépense en explosifs dépasse l'économie de main-d'œuvre mais l'accroissement de la production du siège laisse un bénéfice global estimable.

IND. C 21

Fiche n° 7346

P. BERNIER. L'abatage à l'explosif. — Résultats obtenus en couches minces. *Explosifs*. 1953, n° 2 p. 67/72.

Technique de l'abatage — application aux couches minces à pendage de 25 à 30°. Disposition des fourneaux : normaux au front de taille ou légèrement descendants (10°). Écartement des mines environ égal ou légèrement plus faible que l'ouverture de la couche. Longueur 1,20 m à 1,50 m suivant la nature du toit.

Forage en 2 passes : un premier foreur amorce les trous sur la moitié de leur longueur en leur donnant une orientation parallèle à l'aide d'un fleuret de dimension appropriée. Le second foreur ne fait qu'achever le trou avec un fleuret plus long. Les deux foreurs se suivent à une dizaine de mètres. Dans certains cas d'ouverture faible, on a obtenu un beaucoup meilleur résultat en forant en descendant — l'inconvénient est que l'équipe de chargement qui suit travaille dans la poussière. Pour le parallélisme des fourneaux, un appareil télescopique de guidage est à l'essai.

Chargement des mines : jusqu'à présent, S.G.P. gainé, bicarbonate ordinaire à 15 % de nitroglycérine et bicarbonate légère à 20 %, l'élément principal étant le S.G.P.

Dans les longues tailles (100 m), le boute-feu dispose de 2 aides, plusieurs cartouchières sont distribuées dans la taille. La détection du grisou se fait à la lampe mais un avertisseur automatique est prévu. Le boute-feu tire en montant : il est par conséquent dans les fumées du tir précédent : le problème est de trouver un masque résistant à de fortes concentrations.

Organisation du travail : abatage, évacuation (au poste du matin), soutènement et contrôle du toit doivent se suivre avec une régularité beaucoup plus rigide qu'avec l'abatage au piqueur.

Les résultats sont en faveur du tir contre le piqueur, surtout dans les tailles pas trop longues, il y a dans tous les cas économie de personnel.

IND. C 2212 et B 24

Fiche n° 7785

K. KOTTENBERG. Die Grosslochbohrmaschine und ihre verschiedenen Einsatzmöglichkeiten im Steinkohlenbergbau. *Les perforatrices à couronne et leurs diverses possibilités d'emploi dans les mines de charbon.* — *Bergfreiheit*. 1953, août, p. 302/306, 7 fig.

Description de la perforatrice rotative Hausherr DK 9 avec tarière à dents en hélice à éléments assemblés par filetage — mécanisme de commande avec dispositif de rappel à grande vitesse. Elle est actionnée par 2 moteurs à l'air comprimé, un en bout de tiges de 9 C.V. pour le forage et un latéral d'avancement de 4 C.V. La machine complète pèse 400 kg. Consommation d'air comprimé à 4 kg : 9 m³/min. Le déblayage se fait par courant d'eau, ce dernier consomme 40 à 50 l d'eau/min. D'après l'expérience acquise au cours des dernières années, ces perforatrices conviennent :

1) pour forer des trous de grand diamètre en charbon.

- 2) pour des trous de recherche vers une couche perdue,
- 3) pour des sondages de ventilation en roche,
- 4) pour le sondage aux eaux,
- 5) pour des trous de reconnaissance en terrains vierges,
- 6) pour le captage du grisou.

L'auteur cite ensuite une série d'exemples choisis dans diverses usines et appliqués à des cas très divers.

Dans le résumé, l'auteur cite les firmes concurrentes : Nüsse & Gräfer, Wallram Hartmann et Korfmann.

IND. C 2212

Fiche n° 7571

NATIONAL COAL BOARD. Hardypick electric rotary drifting machine. *Perforatrice électrique rotative Hardypick.* — *N.C.B. Bull. d'Inf. n° 88*, 1953, 9 p. 4 fig.

Vue et description détaillée de la perforatrice Hardypick (de Sheffield) montée sur chenille, bras orientable dans des plans perpendiculaires et constitué de tubes parallèles en aluminium supportant la perforatrice qui peut elle-même prendre l'inclinaison désirée. Dimensions d'encombrement : hauteur 1,20 m — largeur 1,60 m — longueur 4,80 m.

Résultats d'emploi dans 5 mines différentes : *Mine Littleton* (en service depuis juillet 1950). La machine est en service continu depuis cette date en combinaison avec une chargeuse à 4 bras M et C; le bourrage se fait à l'air comprimé avec un Hurricane. Les trous sont amorcés au perforateur. La consommation d'énergie est d'environ 12 kWh pour un avancement qui nécessite 5 heures. Tableau de 33 forages tous de 1,80 m en terrains allant du grès dur au grès moyen, temps réel de forage de 1 3/4' à 4 1/2', temps total moyen : de 5 1/4' à 7 1/2' minutes; pour les 59,40 m forage réel : 82 3/4', temps global : 155'. Taillants utilisés 8 (dont 2 avariés).

Mine Bickershaw (en service depuis mai 1951). Vitesse de forage de 1,05 m/min en roche tendre, à 45 cm en roche demi-dure. Durée d'un tour de galerie 3 h 1/4.

Mine Manvers Main : Etude détaillée des temps — D'autres mines sont citées.

Limite d'emploi : la machine étudiée ne comporte qu'un bras, dans les grandes sections la vitesse d'avancement est donc limitée. Elle convient pour les roches du Houiller; dans les dykes et certaines roches ignées, il serait difficile de réaliser la poussée nécessaire. Elle a été essayée en bouveau montant à pente de 1/5, ce n'est pas nécessairement une limite.

Coût de la machine en mars 1953 : 2805 £.

IND. C 222

Fiche n° 7372

G. VIE. Nouveaux dispositifs pour la foration au rocher. *L'Équipement Mécanique*. 1953, juin, p. 5/14, 7 fig.

En forage percutant ou rotatif, les vitesses atteintes sont 3 à 5 fois plus grandes qu'elles n'étaient

avant l'apparition des carbures métalliques. Ces avantages impliquent la nécessité de réduire les temps morts. De nouveaux jumbos et chariots de forage ont été mis au point et construits en série. Le forage rotatif est de plus en plus utilisé. L'effort régulier de poussée devient une considération essentielle.

Le modèle proposé par Sotin s'adapte sans difficulté aux sections quelconques de galeries, à n'importe quel schéma ou méthode de tir. Il peut être équipé soit de marteaux à main (légers, moyens ou lourds) montés sur avanceurs à réaction ou d'une façon plus moderne sur avanceurs « Fluidmatic » à longue course, soit de marteaux américains, soit enfin de perforatrices rotatives électriques ou à air comprimé.

La firme Sécoma procède actuellement dans les houillères du Nord et du Pas-de-Calais à la mise au point d'un nouveau Jumbo destiné à recevoir soit des perforatrices rotatives lourdes, soit des perforatrices vibro-rotatives avec poussées de l'ordre de 1 à 2 t par bras.

La firme allemande R. Hausherr a mis au point des chariots-foreurs avec perforatrices rotatives à air comprimé. Il existe des chariots-foreurs à bras unique pour sections de galeries de 6 à 10 m² et à 2 bras pour galeries de 11 à 20 m² : ils tournent autour d'un arbre intermédiaire fixe et sur chacun d'eux est fixée une perforatrice rotative coulissant sur un curseur de guidage. Le pivotement des bras, leur allongement ou raccourcissement s'effectue à l'aide d'un petit moteur à air comprimé. (1) Le chariot foreur a un encombrement total de 1,08 m en largeur.

Ces trois constructeurs ont du matériel dont les conceptions sont très rapprochées bien que différant dans la réalisation.

Suit une série de performances de ce matériel dans des roches très diverses.

IND. C 222

Fiche n° 7720

P. SCHULTZ. Das Bohrmaschinen-Vorschubgerät « Bohrteufel ». *Le « Bohrteufel », Support mobile de perforatrice.* — *Glückauf*. 1953, 15 août, p. 832/835, 8 fig.

La firme Johann Keller (de Hambourg et Wilhelmshaven) a mis sur le marché un nouveau type de support pour perforatrice. Il est constitué essentiellement d'un étai cylindrique à hauteur réglable pour calage entre toit et mur; il est muni d'un tricycle (sur pneus) amovible et de 2 bras déplaçables par crémaillère dans le sens de la hauteur et mobiles dans un plan perpendiculaire à l'étai. A leur extrémité se trouve une articulation coudée portant le mécanisme d'avancement des perforatrices. Ces deux bras sont conçus de telle sorte qu'ils peuvent aussi servir de plate-forme pour l'ouvrier contrôlant la perforatrice. Les perforatrices prévues pour ces supports fonctionnent à l'air comprimé. Des tableaux d'avancement dans diverses roches sont donnés.

(1) Cette machine peut également fonctionner en vibro-percutante et forer dans les grès très durs.

IND. C 234

Fiche n° 7757

J. FRIPIAT. a) Détonateurs à courts retards. b) Inflammation du grisou par les détonateurs. — *Annales des Mines de Belgique*. 1953, juillet, p. 508/509, 1 fig.

a) Deux fabrications ont été étudiées : l'une de la Imperial Chemical Industries n'a pas été retenue, l'autre de la Dynamit Aktien Gesellschaft agréée depuis 1951 pour les retards 0 à 6 a été autorisée par la série complète.

b) Application de la photographie strioscopique à l'étude de l'inflammation du grisou pour les détonateurs : description de la méthode.

Principe : un faisceau lumineux traversant la région influencée par la détonation est soit dévié (variation de l'indice de réfraction) soit voilé par les produits de la combustion. Sur le film, on peut donc enregistrer simultanément l'onde de choc et les flammes ou gaz de détonation.

Représentation schématique de l'installation. Observations faites :

1) projections du détonateur; 2) onde directe; 3) onde rétrograde réfléchi sur feuille de papier en bout de chambre d'explosion; 4) seconde et troisième onde directe avec réflexion; 5) fumées du détonateur; 6) éventuellement flamme de grisou.

Le retard de cette flamme porte à croire que l'allumage du grisou est indépendant de l'onde de choc et provient du contact avec les gaz chauds.

IND. C 240.

Fiche n° 7756

J. FRIPIAT. 1. Recherches en vue de l'accroissement de la sécurité du tir à temps. 2. Particularités de certains explosifs. — *Annales des Mines de Belgique*. 1953, juillet, p. 501/508, 8 fig.

I. — A) Gaine renforcée. Précisions sur les conditions de l'épreuve d'agrégation. Influence d'un obstacle contrariant la détente des gaz dans le tir d'angle. Gaine au chlorure sodique : lorsque la teneur de l'explosif en Na-C1 est inférieure à 15%, la gaine au sel s'avère moins efficace que la gaine au bicarbonate (tableau comparatif).

B) Tirs à temps au rocher, expériences confirmant le danger des amputations. La sécurité du tir à temps est conditionnée par la disposition et la progression des fissures dans le rocher. Des recherches photographiques vont être faites dans ce sens. II. A) Explosifs de sécurité intrinsèque (Bicarbonates). Essais confirmant la sécurité des 2 formules à 15 et 20 % de nitroglycérine, charge limite légèrement différente.

B) Influence de la provenance du nitrate ammoniac. Essais avec du nitrate provenant de 4 lieux différents. Tableau de résultats très divergents.

C) Tirs au mortier de ces explosifs dans des conditions variées avec gaine, à la charge maximum : pas d'allumage. Sans gaine dans les mortiers à calibres divers : charge limite variant avec la position du détonateur. Essais de 4 types de sécurité en présence de poussières.

IND. C 243

Fiche n° 7759

J. FRIPIAT. Incidents de tir : recherches demandées par l'Administration des Mines. — *Annales des Mines de Belgique*. 1953, juillet, p. 509/510.

1) Inflammation du grisou — Bassin de Charleroi (17 juin 1952) : rupture du joint d'étanchéité d'une locomotive Diesel.

2) Explosion intempestive dans une usine métallurgique (27 août 1952) lors de la démolition d'un haut-fourneau : la dynamite placée dans une maçonnerie encore chaude sans détonateur a explosé.

3) Explosion intempestive de détonateurs ordinaires dans une carrière (28 août 1952). Le retournement d'une boîte de 100 détonateurs a produit son explosion — explosion attribuée à la présence de fulminate libre.

4) Inflammation de grisou dans le bassin de Liège (11 décembre 1952). Lors d'un tir de bosseyement comportant des charges de six ou 8 cartouches d'Alkalite II surgainées, détonateurs à retards 1, 5, 7 et 9. Le détonateur se trouvait vers le milieu de chaque fourneau dans la troisième ou quatrième cartouche, le fond dirigé vers le bourrage. La détermination de la charge limite de l'explosif a montré que ce dernier était nettement déficient.

IND. C 41 et Q 1131

Fiche n° 7786

H. COLLINS. Mining mechanical engineering developments with particular reference to continuous mining. *Développements de la mécanisation dans les mines spécialement en vue de l'abatage continu*. — *Mining Elec. & Mech. Engineer*. 1953, août, p. 69/78.

L'auteur, dont la brillante carrière est notée en fin d'article, signale aux constructeurs les derniers progrès en vue dans le domaine de l'abatage, du soutènement, du creusement des voies de taille et du chargement. Il rappelle les étapes de la mécanisation dont l'ère nouvelle a pratiquement débuté après la première guerre mondiale. Au point de vue abatage, la Meco-Moore marque un palier et une trop grande tendance à la spécialisation du personnel ce qui nuit au progrès du rendement. On est amené à envisager soit la réalisation plus parfaite du cycle, soit la substitution d'un système sans cycle : l'abatage continu adapté aux gisements anglais et la réduction des opérations improductives notamment le démontage et remontage du moyen de déblocage, ceci est au point avec le convoyeur blindé, le retournement de la haveuse en bouts de taille a été supprimé : la Meco-Moore actuelle have dans les deux sens. La technique du rabot est appliquée notamment par le Samson Stripper, le Huwood Slicer, le rabot rapide etc... C'est plutôt la quantité ici qui fait défaut : 5 % seulement de la production provient de chantiers mécanisés. Au point de vue du soutènement, les étançons hydrauliques à progression mécanique sont à l'épreuve, le pas suivant à réaliser est la pile d'une force portante de 100 à 200 t à progression mécanique. Le

problème du remblayage partiel laisse encore beaucoup d'initiative aux inventeurs.

La mise en place des terres de galeries est réalisée par scrapers à l'heure actuelle, dans 30 installations. Dans un charbonnage du Northumberland, on essaye une machine spéciale étudiée pour être placée sous le pli de bosseyement, elle possède une plate-forme mobile balayée par un bull-dozer, elle est munie d'un moteur de 15 CV mais n'a encore subi que des essais de surface. La mécanisation complète des bosseyements est à l'ordre du jour aux E.-U. avec le Marietta et le Mc Kinley, leur emploi dans le longwall anglais demanderait une étude spéciale. Progrès de la qualité du matériel, en 1951, 300.000 t de charbon perdues par une panne mécanique contre 2.000.000 en 1945. Conclusion, discussion.

IND. C 41

Fiche n° 7559

J. ANDERSON. Note sur l'adaptation des haveuses à l'utilisation sur convoyeur blindé. — *Mines*. 1953, n° 2, p. 155/158, 7 fig.

Faveur accrue pour les méthodes sans cycle rigide d'exploitation : le havage-abatage sur convoyeur blindé est particulièrement propre à cette méthode. Les étançons du côté massif sont supprimés, l'avancement des bèles se fait avec l'avancement du convoyeur. Des bras de havage infléchis et surbaissés sont utilisés. Vue de telles haveuses et détails de la chaîne à double flexibilité.

Conditions d'exploitation d'une mine anglaise qui a été l'une des premières à utiliser cette méthode :

Taille de 156 m portée après à 155 m, puissance de la couche 1,20 m, largeur de havée 0,67 m, avancement 1,55 m/jour.

Haveuse : puissance 60 HP, vitesse max. 2,50 m, 8 hommes/poste, 2 postes d'abatage, rendement 20 à 30 t.

IND. C 4222

Fiche n° 7558

H. GROSSET. Essais de rabot rapide au groupe d'Oignies. — *Mines*. 1953, n° 2, p. 141/145, 3 fig.

Un rabot rapide Westfalia a été essayé dans 2 chantiers différents et à 2 puits différents où l'on utilise les bèles Gerlach V 18A de 90 cm et les étançons G.H.H.

1) Veine 22, fosse 7 : taille de 145 m, ouverture 1,40 m, pendage 14° — faux toit charbonneux de 40 cm — Soutènement : disposition en quinconce, densité d'étançons : 1,28/m². Foudroyage — Production moyenne 360 t/brutes par jour, avancement 1 m/jour.

Tenue du toit dans les havées de travail très difficile : fin janvier 1952, arrêt et placement dans le second chantier.

2) Veine Alphonse, fosse 2 : taille de 155 m, ouverture 0,70 m à 1,10 m, pendage —5 à +15°, toit en schiste gréseux par endroits. Soutènement en dents de scie pendant un mois, en ligne pendant 10 jours. Densité d'étançons 1,5 par m². Foudroyage — Production moyenne 421 t brutes/jour — Avancement 1,55 m/jour.

Des chutes locales de toit ont rendu le soutènement délicat et nécessité l'emploi de sclimbes. Des coups de charge ont entraîné le flambage de 15 à 20 étançons en moyenne par jour. Sur 157,4 hommes aux 1.000 t, 108,3 étaient occupés au soutènement. Par suite d'un renforcement et de difficultés d'aérage, le chantier a été arrêté le 14 août 1952. Le toit venait mal, il fallait tirer chaque jour 20 à 25 mines. Un tel chantier aurait nécessité un remblayage pneumatique.

Conclusion : la difficulté majeure d'emploi du rabot est la tenue du toit dans les havées de travail et surtout dans le porte-à-faux à front de veine. Il faut un traitement approprié de l'arrière taille et une disposition convenable du soutènement.

IND. C 4231, C 4232 et Q 1160 Fiche n° 7554 I—II

H. HEAP et D. MACASKILL. Development of mining machinery and its application. Recent american developments. *La mécanisation dans les mines américaines. Derniers progrès*. — *Colliery Guardian*. 1953, 23 juillet, p. 97/105, 3 fig. 30 juillet, p. 155/162, 2 fig.

Les auteurs ont fait un voyage d'étude aux E.-U. Après des considérations générales sur la richesse fabuleuse et bien connue de ces gisements, ils décrivent à titre d'exemple 3 mines qu'ils ont visitées. Couches respectives de 1,35 m, 1,05 m et 2,70 m (2,10 m exploité). La première produit 3000 t/jour avec 7,2 t de rendement global. Dans la seconde, les rendements varient de 12 t à 22 t par chantier suivant que le chargement est manuel ou par duck bill, rendement général 5 t. Dans la troisième, l'extraction est de 6.600 tonnes brutes à 2 postes, il y a 228 personnes dans le fond et 152 à la surface : rendement net 17 t.

Dans les deux premières mines, les chambres sont havées par haveuses shortwall, on fore et on mine, dans la première on utilise le Cardox, dans la seconde les explosifs ordinaires. Chargeuses Joy et shuttle-cars dans la première, duck-bill et convoyeur à chaîne dans la seconde. Dans la première mine, le transport comprend des berlines de 6,5 t et locos à trolley de 100 HP; déversement en trémie et extraction par bande jusqu'au triage. Dans la seconde mine, les berlines contiennent 4 tonnes et les locos à trolley vont jusqu'au triage. Ces deux mines sont du type courant. La troisième est plus mécanisée, à chaque panneau il y a deux abatteuses continues Marietta et une abatteuse continue Joy qui exécute les recoupes, il y a ainsi 10 à 11 abatteuses continues pour l'ensemble de la mine, desservies par 20 ou 22 shuttle-cars et 5 convoyeurs de voies, non compris celui de la descendrière. Les derniers progrès dans le matériel de mécanisation sont ensuite signalés : on passe en revue Marietta, Joy, Jeffrey Colmol, shuttle-cars, Molveyor, convoyeur mobile à courroie extensible Joy, couloir à secousses à bande d'acier Joy, Piggyback et dispositifs analogues.

L'abatteuse Dosco (voir fiche 5745 — C 4251). Lors de la visite, une machine était en service et deux autres en installation. Description et vue de

la machine. Encombrement : 4,95 m × 1,45 m × 1,07 m de hauteur. Dans une ouverture de 1,80 m, une longueur de taille de 142 m, la production est de 470 t par havée avec 37 personnes par 24 h. Dans un chantier anglais, il faudrait 9 personnes en plus pour boisage plus serré et remblai le long des galeries. Le rendement de chantier serait ainsi 10,2 t et dans une couche de 1,50 m : 8,5 t. Là où le charbon est très dur, la Dosco pourrait avantageusement remplacer la Meco-Moore.

Les tarières à charbon : deux installations de surface ont été visitées (vue de la Cardox Hard-soag Auger). La production était de 0,47 t/min dans un chantier et 1,5 t/min dans l'autre. Il faut 4 h. pour le service sans les camionneurs. Le rendement général atteint 50 t pour l'Auger de 90 cm (80 HP) et 120 t pour l'Auger de 1,35 m (300 HP). Trois firmes s'emploient à l'adaptation de la tarière pour le fond : Cardox, Joy et Salem Tool Co (voir fiches n° 5055, 5236 — C 4252). La Joy ressemble à la Cardox sauf la puissance qui est 40 HP au lieu de 25 et la Salem Tool Co étudie une machine de 100 HP pour les couches plus puissantes. La taupe de la Carbide & Coal Co (Voir fiche 5728 — C 4252) est signalée, elle n'était pas visible lors de la visite.

Les abatteuses continues pour traçages sont de trois types : l'abatteuse Joy, la Marietta et le Colmol (voir fiche n° 6040, 5361 — C 4252). Le choix de la machine dépend de la couche à exploiter : l'abatteuse Joy est la plus souple pour les variations en longueur et en largeur et aussi la plus mobile. Dans les ouvertures de moins de 2,25 m pour la Marietta et de 1,35 m pour le Colmol, le soufflage possible du mur rend les déplacements aléatoires. Conclusions et discussions.

Résumé dans *Iron and Coal T. R.* 1953, 31 juillet, p. 259/265.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS. SOUTÈNEMENTS.

IND. D 2

Fiche n° 7334

W. GUIDER. Fire resistant coating for pit wood. *Revêtement ignifuge pour bois de mine*. — *Colliery Guardian*. 1953, 18 juin, p. 782.

Invention du chercheur (Chef du Groupe de Manchester de la Division Nord-Ouest, Mr. W. Guider) consistant en un enduit suffisamment adhérent dans le courant d'air desséchant le bois d'une entrée d'air et constitué par un mélange à volumes égaux de sable et de calcaire broyé auquel on ajoute une solution de silicate de sodium (d = 1,2) en quantité suffisante pour obtenir un coulis crémeux. Cette crème est appliquée à la brosse ou par pulvérisation et sèche en donnant un enduit dur. Une épaisseur de 5 mm suffit pour satisfaire aux conditions des essais d'ignifugation (5 min. à 22 cm d'un plateau où brûle de l'huile Diesel). Les préparateurs doivent porter des lunettes et des gants de caoutchouc car la solution est alcaline.

mais non toxique (puisqu'elle sert à la conservation des œufs).
(Résumé Cerchar, Paris).

IND. D 231

Fiche n° 7725

H. MIARD. Sudden release of ground stresses in the coal mines of Western Canada. *Détente soudaine de pressions internes dans les mines de charbon de l'Ouest du Canada.* — *Canadian Mining and Metal. Bulletin.* 1953, juillet, p. 429/434.

En Colombie britannique à la mine Coal Creek des coups de charge nombreux et très importants ont été signalés depuis 1905. Des manifestations analogues ont été signalées à la mine Mc Gillivray Creek dans l'Alberta, à Carbonado dans le Washington et à Sunnyside dans l'Utah. Leur origine se trouve dans un ensemble de circonstances à la fois internes et accidentelles, autrement dit orogéniques et techniques dues à l'exploitation.

L'historique des principales manifestations est donné : à la Coal Creek, 76 ont amené la mort d'hommes ou causé des dégâts pour plus de 250.000 F. Pour l'ensemble des cas importants, on peut compter 3 fois plus. Un sismographe Milne installé depuis 1952 a fait découvrir deux faits à signaler : d'abord un léger déplacement des terrains vers les affleurements et l'origine du sinistre située parfois à l'extérieur du gisement. Quatre théories ont été avancées pour expliquer ces phénomènes :

- Celle de l'éboulement du Peele's Handbook : abandonnée.
- Celle des roches en surplomb (Holland & Thomas du Bureau of Mines).
- Celle de l'onde de charge de Spackeler (Breslau) ne convient pas dans le cas des chassages en région vierge.
- Celle des tensions accumulées est proposée par le personnel de Coal Creek.

L'onde partant d'un point qui peut être éloigné fait le plus de dégâts là où elle rencontre le plus de résistance comme par exemple dans des piliers de charbon longs, resserrés et parallèles à la direction de la couche. Les cinq points signalés par la commission française des coups de toit sont rappelés (importance de l'alignement des fronts d'avancement). Trois autres points sont signalés, relatifs à la marche vers les vides ou vieux travaux.

IND. D 41

Fiche n° 7329 II

W. CARTER. Developments in supports in long-wall working. *Nouveautés dans le soutènement pour longues tailles.* — *Colliery Guardian.* 1953, 2 juillet, p. 1/7, 3 fig.

Dans la seconde partie, l'auteur passe en revue les bèles et leur mode de placement. Ce dernier dépend essentiellement du mode d'abatage; par exemple des enlevures de 1,50 m de havée, étançonnées immédiatement après le passage de la machine (abat-teuse-chargeuse) sont plus favorables qu'un havage simple avec minage extensif, le soutènement venant longtemps après. Les courtes enlevures de 60 cm ou moins exigent un autre mode de soutènement

progressif. Le soutènement provisoire l'emporte toujours sur le cantilever en ce qu'il offre une résistance immédiate avant décollement des bancs. Les bèles peuvent se classer en 2 catégories :

a) barres courtes comportant plusieurs longueurs entre le foudroyage et le front d'abatage. On peut avoir, soit des bèles disposées en lignes bout à bout et le système à cadres redoublés « goals-posts » utilisé en Angleterre en premier lieu, à la mine Clipstone, à progression alternative convenant surtout pour les convoyeurs blindés.

b) Les bèles d'une seule pièce nouvellement introduites peuvent être articulées ou coulissantes. Les conditions de bon fonctionnement sont discutées dans les 2 cas : les bèles articulées ne conviennent pas si l'étaçon ne peut être calé rigidement; les bèles coulissantes conviennent mieux pour les courtes enlevures par abatage continu. En mauvais terrain, il faut accroître la surface du pied de l'étaçon.

Les soutènements spéciaux sont ensuite cités : les piles marchantes, le présoutènement par forage en massif, boulonnage du toit, cintrage, chaînage par câble des étaçons.
(voir fiche 7329 I — D 43).

IND. D 43

Fiche n° 7329 I

W. CARTER. Developments in supports in long-wall working. *Nouveautés dans le soutènement pour longues tailles.* — *Colliery Guardian.* 1953, 25 juin, p. 783/788, 6 fig.

Les étaçons doivent être sûrs et stables, pouvoir être retirés sans danger, légers à manier et d'une tension initiale de pose suffisante. Ces exigences sont indispensables et la construction des étaçons a progressé dans ce domaine ces derniers temps.

L'étude comprend 2 parties : l'étaçon et la pile dans leur structure — l'architecture du soutènement.

I. *Résistance des étaçons.*
a) *Influence de la résistance du mur* : le rapport de l'inspecteur en chef des mines anglaises pour 1950 signale que sur 400 essais, dans plus d'un quart des cas, l'étaçon s'est enfoncé de 2 pouces dans le mur avant que la charge n'atteigne 5 t. Un diagramme montre l'avantage d'un mur dur, même sur une faible épaisseur. D'autres diagrammes montrent l'avantage qu'il y a à étudier un profil convenable pour la base de l'étaçon. Une forme convexe vers le haut se remplit de menu et pénètre moins facilement dans le mur, elle maintient l'étaçon dans l'axe de la charge.

b) *Influence de la pénétration dans le toit* : celle-ci est plus rare parce qu'on allonge la zone de contact par la bèle, cependant en toit très tendre on est limité, un vide au-dessus de la tête est particulièrement dangereux parce qu'il peut produire des décollements de la bèle plus loin. Dans ce cas, il est courant de remplir les creux avec du bois. Une longueur appropriée des étaçons extensibles est un élément essentiel qui est trop souvent méconnu.

c) *Résistance des étaçons* : les mesures par sondage ont montré que l'épaisseur de bas-toit fracturé qui doit être supportée par les étaçons dépasse rarement 6 m. Avec la densité normale du soutènement

on arrive à une charge de 20 à 25 t par étaçon. Les charges anormales sont plus économiquement reprises par un renforcement local supplémentaire d'étaçons ou de piles ainsi qu'en hâtant soit le remblayage, soit le foudroyage.

Les étaçons hydrauliques actuels portent 20 t; contre les étaçons à friction on objecte leur irrégularité de fonctionnement. Les piles sont très recommandables surtout par leur grande surface d'assise et leur stabilité, on peut encore améliorer leur dispositif d'enlèvement.

IND. D 43

Fiche n° 7394

W. SCHAEFER. Untersuchung der Mechanik des Springens von Grubenstempeln. *Recherches sur le mécanisme du phénomène de bondissement des étaçons métalliques.* — *Glückauf.* 1953, 4 juillet, p. 677/683, 11 fig.

Phénomène signalé pour la première fois par Weissner (1945), plus tard par Hoffmann, Spruth, Wöhlbier et Obladen. Ce dernier et Jarausch ont expliqué que le bondissement provenait d'une détente brusque de la charge sur l'étaçon et pouvait provoquer leur renversement.

L'auteur montre que le phénomène s'intègre dans la série des phénomènes vibratoires comme la vibration de la corde de violon sous l'archet ou le patinage d'une locomotive qui démarre. Pour la plupart des étaçons quand ils s'affaissent, le coefficient de frottement diminue en fonction de la vitesse. Pour le frottement d'un sabot de frein sur roue de wagon, Wichert donne :

$$\mu = 0,45 \frac{1 + 0,0112 v}{1 + 0,06 v}$$

où v est la vitesse en km/h (diagramme).

En vue du calcul, la poussée du toit et l'élasticité de la partie supérieure de l'étaçon peuvent être identifiées à une masse en série avec un ressort; la poussée du mur et l'élasticité de la partie inférieure se représentent également de la même façon, les deux groupes sont séparés par une résistance de frottement. On en déduit 2 diagrammes sinusoïdaux dont les positions relatives mesurent le phénomène. Les résultats concordent bien avec les mesures observées.

IND. D 5121 et C 31

Fiche n° 7540

I. SNAITH. Power-stowing at a Durham colliery, effect on roadway stability and roof control. *Remblayage mécanique dans une mine du Durham, résultats au point de vue stabilité des voies et contrôle du toit.* — *Iron and Coal. T. R.* 1953, 10 juillet, p. 69/76, 13 fig.

A la mine Wheatley Hill (S-E Durham) on exploite des couches de 56 cm et de 72 cm. Les tailles ont normalement 110 mètres avec évacuation centrale par convoyeur à courroie de 66 cm. Le charbon est havé, puis abattu à l'explosif (havée de 1,50 m). Le transport en taille est effectué par deux scrapers, actionnés par un treuil unique et venant alternativement déverser le charbon dans

la voie centrale. Les bons résultats obtenus à Shirebrook avec le remblayage par raclage (voir fiche n° 6982 — D 5121) ont inspiré ici une méthode analogue. Le treuil et l'installation de remblayage ont d'abord été mis en service dans une des voies latérales. Une difficulté se présentait pour la voie centrale : celle-ci comportait un bossement dans le mur pour permettre aux scrapers à charbon de se déverser dans le convoyeur. On a résolu le problème en supprimant le bossement dans le mur et en construisant une rampe arquée, enjambant le convoyeur et soulevant les scrapers à charbon suffisamment pour leur permettre de se vider sur la courroie. Ce système s'est révélé satisfaisant malgré la faible ouverture (56 cm) de la couche.

Un même scraper assure le remblayage des pierres de la voie centrale et d'une des voies latérales successivement, le treuil étant monté dans la voie latérale. Un autre scraper assure le remblayage de l'autre voie latérale : il est actionné par le treuil des scrapers à charbon qui est déplacé deux fois chaque jour pour assurer alternativement le transport des pierres et du charbon. Toutes les pierres sont remises en tailles par sept hommes qui effectuent, de plus, le bossement, le soutènement des voies et le déplacement des installations.

IND. D 53

Fiche n° 7794

G. RAUER. Der Blasversatz. Richtlinien für Planung Einrichtung und Betrieb nach dem Stand von 1952/53. *Remblayage pneumatique. Directives pour l'établissement de projets, l'installation et l'exploitation d'après la situation de 1952/53.* — 1952, 31 p. 3 fig.

L'auteur, Président du comité pour le « remblayage et le foudroyage » de la D.K.B.L., a condensé les résultats très étendus relatifs à la consommation d'énergie et au processus de l'usure des tuyauteries dans les exploitations à remblayage pneumatique en même temps que les expériences des houillères et des fournisseurs. Les différents points suivants sont successivement traités.

Où peut-on utiliser le remblayage pneumatique : surtout recommandé dans les gisements en plateaux à partir de 0,90 m d'ouverture, pendage jusqu'à 25 à 28°. En semi-dressant, on utilise le remblayage en coulée Rëus qui permet de refouler plus loin le remblai dans les faux plats par quelques tuyaux fermés munis de tuyères annulaires.

- Matériaux de remblayage, nature (schistes de lavoir très avantageux-calibre).
- Installations de concassage.
- Les remblayeuses.
- Tuyauterie.
- Pose et entretien.
- Alimentation en air comprimé.
- Mise en place et surveillance.

En annexe : pression, débit et longueur de soufflage pour les quantités d'air les plus favorables.

IND. D 710 - Fiche n° 7339

R. WUERKER. Testing of roof-bolting systems installed in concrete beams. *Essais de divers systèmes de boulonnage du toit au moyen de poutre en béton* — *Mining Engineering*, 1953, juin, p. 606/614, 14 fig.

Essais en vue de déterminer si le boulonnage joue le même rôle que les barres horizontales et les étriers dans le béton armé. A cet effet, une poutre en béton de 1,80 × 30 cm × 15 cm est posée sur supports espacés de 1,60 m, une charge symétrique est appliquée à ce pont par deux points espacés de 80 cm, au moyen d'une poutrelle elle-même chargée au centre de la charge 2 P. Il en résulte un moment de flexion constant entre les deux points d'appui de la poutrelle, dans la partie correspondante de la poutre soumise aux essais, et sa valeur =

$$\frac{Pa(5l^2 - 4a^2)}{24 EI}$$

où a est la distance susdite, l la longueur de la poutre entre appuis E et I les constantes élastiques habituelles.

Dans l'espace, a = 80 cm; 4 trous ont été forés, espacés de 25,55 cm certains à 90°, d'autres à 45°, en vue d'essayer tous les types de boulonnage en acier ou en bois avec les divers modes d'ancrage par plateaux ou agrafes sous la face en tension de la poutre. La poutre nua a d'abord été soumise à la rupture, ensuite on a mesuré le renforcement dû au boulonnage. En vue de se rapprocher de la résistance du schiste, le béton contenait 5 1/2 parties de sable, 1 de ciment et 0,55 d'eau. La granulométrie du sable comprenait 6 mm. La résistance atteinte ainsi 56 kg/cm². Les tiges de boulonnage avaient 8 mm de Ø en ronds étirés à froid, limite élastique 42 kg/mm². Un tableau porte les données pour le bois de chêne, un autre tableau le résultat des essais.

On en conclut :

- 1) Tous les boulons solidarités par fer U ont donné une résistance élevée avec rupture au delà des boulons;
- 2) L'inconvénient des boulons en acier est le jeu qu'on laisse entre le diamètre du trou et celui du boulon;
- 3) Les boulons en bois mieux ajustés au diamètre des trous ont donné des résultats très satisfaisants et en tous points comparables à ceux de l'acier. Dans 2 annexes, les théories de la distribution des tensions dans les zones détendues sont évoquées.

E. TRANSPORTS SOUTERRAINS.

IND. E 10 - Fiche n° 7726

D. WUSSOW. Neuzeitliche Fördermittel im Abbau und in den Abbaustrecken. *Matériel de déblocage moderne en chantier et dans les voies en couche*. — *Schlägel und Eisen*, 1953, août, p. 447/451, 9 fig.

Revue des divers engins de déblocage avec leurs caractéristiques. Dans le cas des petites ouvertures, on a le choix actuellement entre :

- 1) Le panzer léger P.F. 00 dérivé du convoyeur blindé normal.
- 2) Le convoyeur à palettes effaçables (Cuylen : voir Ann. des Mines de Belg. 1951, janvier, p. 11). Jusqu'à présent son emploi est limité aux tailles de 100 m max. L'emploi dans une taille plus longue est à l'étude.
- 3) Le convoyeur à courroie à brin inférieur porteur qui peut servir également à la mise en place des remblais, son déplacement ne demande que 5,5 hommes/poste pour 100 m d'installation. Dans les ouvertures normales, on a le choix entre le transporteur à bandes, le couloir oscillant et le convoyeur à double chaîne. Ce choix dépend tout d'abord de la méthode d'abatage mécanique ou non, du procédé adopté pour assurer la sécurité de l'arrière taille : remblayage ou foudroyage. Dans le cas du remblayage par fronde, on utilise la courroie pour le transport des terres; dans les autres cas, on a le choix entre le couloir oscillant et le convoyeur à double chaîne. Les couloirs oscillants ont profité des progrès du convoyeur à raclettes; on fait actuellement des couloirs oscillants ripables et des couloirs oscillants blindés. Les caractéristiques des convoyeurs à double chaîne sont passées en revue pour les différents constructeurs.

A côté de ces moyens éprouvés, les dernières recherches ont mis en vedette les convoyeurs à écailles incurvables pour chantiers : Hemscheidt (cf. fiche n° 4864 — E 1522) et plus récemment Erbó à écailles profilées montées sur galets, ce dernier revendique une économie d'énergie de 60 à 75 % sur le convoyeur blindé à raclettes.

IND. E 1310 - Fiche n° 7702

G. BLOOMFIELD. Prevention of dust spillage from belt conveyors. Investigations at experimental galleries. *Prévention contre la dispersion du charbon en poussières sur les courroies de convoyeurs. Essais en galeries expérimentales*. — *Iron and Coal T.R.* 1953, 7 août, p. 295/303, 14 fig.

Le danger des poussières inflammables est combattu par la projection de poussières inertes ou de sel et les arrêts-barrages. Il est cependant plus efficace de réduire autant que possible la dispersion de ces poussières. Des essais dans ce sens ont été réalisés à la mine Esh de la Esh Winning (Durham) sur un convoyeur à courroie Sutcliffe Goliath de 65 cm, 560 m de long, marchant à la vitesse de 1,40 m par seconde et débloquent une taille double de la couche Five Quarter.

Au début des essais, le chantier était sec mais on pratiquait l'arrosage; à la fin, la couche devient humide et l'arrosage fut inutile.

La lutte contre la dispersion de poussier fut menée sur 2 fronts : au brin porteur les jonctions multiples par agrafes, au brin de retour le frottement des rouleaux sur la face mal nettoyée. Le premier point a été résolu par le remplissage du joint au moyen d'une éponge en néoprène : la poussière recueillie systématiquement est ainsi passée de 250 kg/jour à 6.

Pour le second point, on a pratiqué le renversement du brin de retour conformément à la sugges-

tion de Snavely (*Mining Engineering*, 1951, déc.) — A chaque retournement, on dispose 5 petits pans de charpente indépendants portant les batteries-guides de retournement. Les premiers essais dans ce sens sont prometteurs. L'extension de ce procédé sera appliquée à un convoyeur dans la même couche à la mine Horden.

IND. E 1315 - Fiche n° 7739

H. SIEVERS. Erfahrungen mit Unterbandförderern. *Essais de convoyeurs à brin inférieur porteur*. — *Glückauf*, 1953, 1^{er} août, p. 790/793, 7 fig.

Les petites couches sont en général débloquentes soit par convoyeur à brin inférieur porteur soit par couloir oscillant de faible hauteur. Lorsqu'il y a des variations de pente, ce dernier est inutilisable.

La bande à brin inférieur porteur a été utilisée en premier lieu en Angleterre à la mine Silksworth (1954). Le treuil de commande était encombrant; les Bavarois (Pechkohlenbergbau) l'ont reporté dans la voie où il commande le brin inférieur. En Hollande, les batteries de rouleaux ont été supprimées et ces deux modifications sont actuellement généralisées. Il y a 24 installations analogues dans la Ruhr et plus de 20 en Belgique.

Données sur les conditions d'emploi et de remplacement de la bande et des agrafes qui sont simplifiées.

Vues de chantiers dans les couches Anna et Gretchen où ces bandes ont été utilisées concurrentement avec les Panzer. Tableau comparatif des rendements dans des tailles à Panzer et à convoyeur à brin inférieur porteur.

IND. E 1321 - Fiche n° 7551

E. SCHARLAU et B. KELLERHOFF. Betriebserfahrungen mit einem neuzeitlichen Stahlgliederband von 600 m Nutzlänge. *Essais en service d'un convoyeur à tablier métallique moderne de 600 m de longueur utile*. — *Glückauf*, 1953, 18 juillet, p. 739/745, 14 fig.

A la mine Ewald-Fortsetzung au niveau de 950, nouveau S-E n° 5, on a installé un transporteur métallique avec galets mobiles de 607 m de longueur utile prévu pour être allongé à 750 m, largeur 640 mm, vitesse 0,80 m, treuil de tête avec moteur de 40 kW et tambour de retour également moteur de 25 kW. Les moteurs sont reliés à la commande des treuils par accouplements Voith et pignons coniques. Le chargement du convoyeur se fait en 2 points : il débloque une taille à rabot à son extrémité et en un point intermédiaire, il dégage un chantier à descenseur.

L'installation dans le fond a duré 14 jours soit environ 140 journées d'ouvrier; la mise en marche en décembre 1951 a occasionné quelques mises au point, la tenue du graissage aux galets doit encore être un peu améliorée à l'heure actuelle. La surveillance et l'entretien sont assurés par 2 hommes en permanence. La variation de longueur totale due à l'usure est assez importante, elle a atteint 5 m au cours de la première année et 2,50 au cours des 4 mois suivants, on y remédie par l'enlèvement de

tablettes en général 4 à la fois — 6,40 mm). Le placement d'un balancier avec ressorts amortisseurs à la station de retour a considérablement réduit cette usure.

IND. E 15 - Fiche n° 7306

X. Verstopfte Wendelrutschen. *Bouchons dans les descenseurs hélicoïdaux*. — *Schlägel und Eisen*, 1953, juin, p. 339/340.

Le bon fonctionnement d'un descenseur hélicoïdal dépend :

- 1) de la condition physique des produits;
- 2) du coefficient de frottement de la surface du couloir.

Le premier point est très variable : fonction de l'humidité, de la granulométrie et de la nature du produit. Le deuxième point dépend de la nature des plaques d'usure qui sont souvent en acier au manganèse de 5 mm ou en fonte spéciale de 20 mm ou encore en basalte fondu de 8 à 50 mm, reposant sur un couloir en acier laminé de 57 ou 50 kg/mm².

Lors de la mise en service de ces couloirs, la surface étant brute, les produits ne descendent pas bien. Pour polir la surface, on fait descendre des blocs de grès, des maillons de chaîne, etc. On peut aussi émailler la surface du couloir par projection mais ce procédé est coûteux.

Un procédé récent consiste dans l'emploi de la laque dure : Zikal, qu'on applique sur la surface qu'elle soit acier, fonte ou basalte. Ce procédé, instauré par la Organa Bautenschutz (Bochum-Gerthe), est simple, économique et rapide. Il s'applique à froid ou au pistolet, il remplit bien les pores du matériau et présente ainsi une surface dure et bien polie. Naturellement avec le temps, cette surface s'use mais elle maintient une surface glissante jusqu'à ce que les plaques d'usure se soient elles-mêmes polies. Pour l'usage dans le fond, il est important de noter que la surface doit être débarrassée de poussière, rouille, graisse et être sèche. La laque en elle-même appartient aux produits dangereux de seconde catégorie. Jusqu'à présent, on a préféré effectuer le laquage à la surface et replacer ensuite les fourrures dans le fond.

IND. E 412 - Fiche n° 7541

FRASER AND CHALMERS ENG. WORKS. (General Electric Co Ltd.). New A. C. win-der installation. *Nouvelle installation de machine d'extraction à courant alternatif*. — *Iron and Coal T. R.* 1953, 10 juillet, p. 89/91, 5 fig. *Colliery Engineering*, 1953, juillet, p. 227/280, 9 fig.

Dans l'Etat libre d'Orange (Af. du Sud) l'exploitation d'un champ aurifère donne lieu au creusement de nouveaux puits. Parmi ceux-ci deux puits rectangulaires de 14 m × 3,5 m et respectivement de 1800 et 1500 m de profondeur sont divisés en 7 compartiments dont 4 pour l'extraction et 3 pour la ventilation avec les tuyauteries.

Chaque puits est desservi par 2 machines d'extraction à doubles tambours et moteurs à courant alternatif. Vitesse maximum 15 m/sec. accélération 0,90 m/sec. Les tambours ont 4,20 m de Ø et

2,10 m de large avec rainures parallèles pour câbles ronds de 47 mm de \varnothing permettant la superposition de 4 couches, la commande se fait par engrenages à double denture hélicoïdale, la roue dentée engrenant avec 2 pignons. Chaque tambour possède son frein à sabots suspendus, à déplacement parallèle, contrepoids et commande à air comprimé. Des indicateurs de profondeur miniatures sont disposés au tableau du machiniste avec des appareils « Lilly » contrôlant la vitesse et le sens de marche.

L'équipement électrique d'une machine d'extraction comporte 2 moteurs à induction de 2100 CV, 6600 V, 370 t/min. La synchronisation de ces 2 moteurs, ajustement des positions angulaires des 2 rotors, est décrite en détail. Un générateur à courant continu de 110 CV fournit le courant nécessaire au freinage dynamique : ceci réduit l'échauffement et les pertes au minimum, il permet le repassage du puits à faible vitesse.

L'article de Iron and Coal décrit surtout la partie mécanique de la machine. Celui de Colliery Engineering donne le détail du fonctionnement électrique et du freinage par courant continu.

IND. E 23

Fiche n° 7341

J. PEARCE. Control of large capacity mine cars — Importance of automatic couplings. *Attache des berlines de grandes dimensions — Importance du couplage automatique.* — *Iron & Coal T. R.* 1953, 226 juin, p. 1451/1454. 5 fig.

Les attelages de berlines, qu'ils soient automatiques ou non, doivent répondre à un certain nombre de conditions :

- 1) être calculés avec un coefficient de résistance suffisant,
- 2) permettre le passage dans les pentes et variations de pentes,
- 3) permettre l'inscription dans les courbes,
- 4) être proportionnés à la dimension des berlines.

L'auteur fait partie du personnel de la Corporation anglaise des aciers (Ltd) qui a fait des recherches sur de nombreux types, et notamment sur les attelages allemands « Muthing », « Schaku » et « Simplex ». Ceux qui ont donné les meilleurs résultats sont les types américains : ASF et Wilison; le type « Alliance » qui est largement diffusé notamment dans les mines métalliques est également pris en considération.

Ce dernier possédait 2 inconvénients : il pouvait s'ouvrir en position renversée, par exemple dans un culbuteur — on a remédié à ce défaut; d'autre part, il limite la déviation horizontale à 18°. Le Wilison est en acier coulé avec verrou à effacement, le crochet d'attelage est en acier forgé et muni d'un ressort amortisseur en spirale. L'attelage est symétrique de sorte que la berline s'accroche par l'avant comme par l'arrière — la prise des 2 berlines se fait simultanément lorsqu'on appuie sur le levier d'effacement du verrou de l'une d'entre elles.

L'attelage « ASF » a un fonctionnement assez analogue mais l'aspect extérieur correspond à 2 boîtiers semi-cylindriques qui s'adaptent avec intercalation réciproque de verrous.

IND. E 40

Fiche n° 7539

H. SCHAEFER Shaft design and choice of winding equipment at Ruhr collieries. *Equipement des puits et choix du système d'extraction dans les mines de la Ruhr.* — *Colliery Guardian.* 1953, 16 juillet, p. 65/73. 5 fig. *Mining Journal.* 1953, 17 juillet, p. 73/75.

La profondeur moyenne des puits dans la Ruhr est de 760 m environ et elle s'accroît chaque année d'environ 6 m par suite du manque d'installations nouvelles dans les réserves du gisement. En 1929, l'extraction par mine atteignait 2200 t, en 1939, 3100 t et actuellement 5300. Les puits en creusement sont prévus pour 8 à 10.000 t/jour (400 à 500 t/heure).

Le diamètre maximum des puits, qu'on s'était efforcé de limiter à 6,50 m, a tendance à s'accroître par suite de la concentration. L'utilisation maximum de la section implique les guidonnages rigides. Les défauts d'alignement aux joints sont très défavorables à la durée des câbles d'extraction. Pour y remédier, on peut utiliser les mains-courantes à galets garnis de caoutchouc : ceci supprime aussi la nécessité du graissage. Le choix cage ou skips est une fois de plus discuté. Dans le cas de cages, on n'utilise plus que les grandes berlines; la standardisation a retenu 6 types compris entre 1600 et 5000 litres.

Le skip a pour lui une meilleure utilisation de la section du puits, des installations de surface plus simples et la mécanisation complète de l'extraction.

En Allemagne et en Hollande, 90 % de l'extraction se fait par poulies Koepe. La multiplication du nombre des câbles avec la profondeur et la mesure de leur charge par dynamomètre est abordée. La résistance au courant d'air dans les puits absorbe, dans les puits profonds, 50 % et plus de la perte de charge totale. Des essais ont montré que la résistance d'un puits, en raison de son équipement, atteignait 11,7 fois la résistance du puits dont la section serait dégagée et la paroi lisse, ou 5 fois environ celle d'un puits à section dégagée et paroi rugueuse.

IND. E 40

Fiche n° 7539 II

H. SCHAEFER. Planning shaft winding equipment and surface layout — II — Influence of the planning of shaft winding plant upon surface plant layout at Ruhr collieries. *Etude de l'équipement des puits d'extraction avec installations de surface — Influence du dispositif d'extraction sur les installations au jour dans les mines de la Ruhr.* — *Mining Journal.* 1953, 24 juillet, p. 108/109. Résumé dans *Iron and Coal T. R.* 1953, 24 juillet, p. 185/187. 1 fig.

Dans le cas de la poulie Koepe avec cages, la machine d'extraction se situe dans la direction perpendiculaire à celle du décaement. Ceci permet de rapprocher beaucoup la machine du puits et d'éviter le fouettement des câbles. La localisation de cette dernière est un facteur décisif pour le choix du châssis ou de la tour d'extraction : on doit tenir compte de la surface disponible, des exigences du

fonctionnement, de l'aspect de l'ensemble et du prix.

- On peut classer les installations en 4 catégories :
- 1) une seule machine d'extraction sur le puits (molettes dans le même plan),
 - 2) 2 machines d'extraction,
 - 3) tour d'extraction avec molettes,
 - 4) tour d'extraction avec machines sur le puits.

Fondations comprises sans l'armement les prix sont approximativement dans le rapport :

$$1 \div 1,7 \div 1,20 \div 1,40.$$

La distance entre les puits dépend du type de châssis et du choix skips ou berlines ainsi que de l'emplacement de la galerie du ventilateur. L'emploi de la poulie Koepe ne permet pas l'usage de taquets. Les légers écarts à l'arrêt se corrigent, dans le cas des cages, par des plateformes à bascule : l'amplitude se calcule en fonction de l'allongement du câble d'extraction. La hauteur des cages ou des skips dépend (pour un diamètre de puits donné) du tonnage à extraire, elle influence la hauteur du châssis à molettes.

IND. E 412

Fiche n° 7204 II

D. POWELL et H. WILLIAMS. Some experiences in the dynamic braking of A.C. winders. *Le freinage dynamique des machines d'extraction à courant alternatif. — Résultats d'exploitation.* — *The Mining Electr. & Mech. Eng.* 1953, juin, p. 391/402. 11 fig.

Le courant continu de freinage est fourni par une excitatrice indépendante et est réglé en fonction du courant rotorique du moteur d'extraction. L'excitatrice elle-même est excitée par l'intermédiaire d'un transducteur (amplificateur magnétique) commandé par le courant rotorique redressé. Ce système de réglage est donc statique et compense automatiquement les variations de résistance de l'électrolyte du rhéostat. Le couple de freinage ne dépend pas de la rapidité de manœuvre du levier.

L'article donne les schémas détaillés et décrit les installations en service à Coedely sur des machines de 700 et 1350 CV. Le couple de freinage correspond, en service continu, à 75 % du couple nominal de la machine et peut atteindre 150 % momentanément (moins de une minute).

Ici le réglage est obtenu par un servo-moteur hydraulique qui manœuvre la résistance rotorique (rhéostat à liquide à une vitesse prédéterminée de façon à éviter les conséquences d'un déplacement trop rapide du levier (désexcitation par un courant rotorique exagéré). Le même servo-moteur assure le démarrage selon un cycle déterminé.

L'excitation étant indépendante de la vitesse du moteur permet de maintenir le couple de freinage maximum à une vitesse égale à 0,25 % de la vitesse nominale.

IND. E 412

Fiche n° 7340

J. WHATLEY. Developments in mine hoist design. *Les progrès dans l'étude des machines d'extraction.* — *Canadian Mining & Metall. Bulletin.* 1953, mai, p. 276/281, 5 fig.

L'auteur, directeur de la Division « Machines d'extraction » à la Sté Ingersoll-Rand canadienne,

passé en revue la construction des divers éléments de ces machines.

Les trains d'engrenages se font en roues à chevrons, ceci permet d'atteindre des vitesses = 1,7 fois à 2 fois celles des engrenages droits, des rapports de multiplication de 12 à 15 au lieu de 6 et des transmissions de puissance pratiquement sans limite. Les paliers sont en général garnis d'anti-friction, pour les grandes puissances le graissage se fait par gravité à partir d'un réservoir surélevé et avec pompe de circulation et filtre. Les roulements à billes sont peu utilisés bien qu'il y en ait 4 installations aux mines de Lake Shore. Ils présentent un certain nombre d'avantages au point de vue inertie et encombrement mais leur remplacement est difficile. Les tambours varient évidemment avec les conditions de l'extraction. La soudure tend à être utilisée mais il faut de grands fours pour éliminer les tensions internes. Pour le frein, la disposition à bande a été complètement abandonnée parce qu'elle ne permettait pas les puissances nécessaires : le frein à sabot est d'un emploi général. La poulie de frein est le plus souvent fixée au flasque du tambour par boulons et un dispositif de ventilation est prévu. Pour l'articulation des sabots, l'ancien dispositif avec pivot au sol est délaissé : l'usure de la bande était trop irrégulière; on l'a remplacé par le type à suspension : les sabots en acier sont suspendus par leur milieu à des fers U et commandés aux 2 extrémités. On obtient ainsi le déplacement horizontal des sabots et une usure très régulière. Une disposition plus perfectionnée encore réalise le déplacement parallèle des sabots; les étriers de support décrivent des trajectoires parallèles, il y a de plus des écrous à filet droit et gauche pour reprendre le jeu d'usure; des tringles assurent une répartition uniforme de la pression. Le plus souvent, la garniture des freins est en bois. En cas de forte charge, on utilise les garnitures en asbeste et plus récemment le garnissage en bi-métal : poudre métallique agglutinée sur un fond en tôle. Le dispositif donne de bons résultats mais il exige une certaine lubrification.

IND. E 444 et E 45

Fiche n° 7531

X. Contrôle du matériel d'extraction de charbonnages par gammagraphie et par les ultrasons. (30^e rapport annuel du Safety in Mines Research Establishment, 1951). — *Pact.* 1953, juin, p. 234/238. 2 fig.

Les soudures d'un grand nombre de maillons de chaînes de suspension de cages ont été radiographiées en utilisant de l'iridium 192 (radioactif); un tableau indique que sur 255 maillons, 37 étaient sans défaut, 68 avec défaut léger, 150 avec défaut grave dans la soudure. La détection par les ultrasons avec palpeurs en perspex est aussi recommandée comme aisément réalisable : les maillons du tableau ci-dessus ont été soumis à ce contrôle et les indications ont été très concordantes.

A propos du même sujet à la réunion du Comité « Progrès techniques » du North of England Institute of Mining & Mechanical Engineers (Colliery Guardian, 1951, 6 septembre), le Président fit

observer que dans le district de Durham, un étrier se rompit et la cage tomba au fond du puits; il posa la question suivante au conférencier (M. J.E. Ridley) : l'accident aurait-il été évité si la nouvelle méthode de contrôle avait été appliquée. L'orateur répond affirmativement.

L'emploi des gauges de contraintes est signalé pour la détermination exacte des tensions dans les cas théoriquement difficiles. Des renseignements pratiques sont donnés pour l'emploi : a) du radium b) du radon c) des isotopes et parmi ceux-ci notamment du cobalt 60 qui a une période de 5,3 ans et coûte 40 £ la curie (équivalent à l'émanation en équilibre de 1 g de radium).

IND. E 444

Fiche n° 6418

W. SIMPSON. Electronic inspection of mines ropes. *Le contrôle électronique des câbles de mines. Wire Ropes in Mines.* 1951, p. 581/598. 1 tablecu. 13 fig. Résumé dans *Annales des Mines de Belgique*, 1951, mars, p. 260. Discussion dans *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. n° 66*, 1953, avril.

Description d'un nouveau cyclographe pour le contrôle des câbles métalliques. L'appareil consiste essentiellement en un oscillateur très sensible et stable. Une bobine reliée à l'instrument est traversée par le câble à contrôler. Le cyclographe donne des renseignements intéressants sur la structure et les tensions dans le câble étant donné qu'il existe une relation fondamentale entre ces caractéristiques et certaines propriétés magnétiques et électriques de métaux.

L'auteur donne des exemples de diagrammes pris sur différents câbles installés dans des mines de la Nouvelle Ecosse et il explique comment les résultats doivent être interprétés.

En prenant une série de diagrammes à différentes époques de la vie du câble, il est possible de déterminer l'état de ce câble ainsi que le coefficient de sécurité en tout point de sa longueur. Les essais s'effectuent sans interrompre le travail normal d'extraction et sans endommager le câble.

Tout l'équipement est installé dans un camion laboratoire. Outre le cyclographe et ses accessoires, il y a un dynamomètre enregistreur pour mesurer et enregistrer la tension dans le câble même quand celui-ci est en mouvement.

IND. E 47

Fiche n° 7318 I

G. FELGER. Verwendung und technische Entwicklung der Skipförderung in Europäischen Bergbau (bis Ende 1951). *Emploi et évolution technique de l'extraction par skip dans l'industrie minière européenne (depuis fin 1951).* — *Schlägel und Eisen*, 1953, juin, p. 331/335. 15 fig.

Le skip d'extraction est cité dans les *Annales des Mines de France* dès 1862 (vue de l'ancêtre muni de grands galets de roulements embrassant le guidage). Il fut installé à la mine de Cornwall. On doit le distinguer des installations sud-africaines et nord-américaines à basculage par le haut, qu'on

devrait dénommer « kibble ». Le skip à vidange par le bas s'est surtout développé en Allemagne depuis 1954. 10 installations étaient en service à la fin de la guerre et depuis lors 4 nouvelles installations ont été achevées totalisant ainsi 4.100 tonnes-kilomètres/heure de manutention par skips. Dans la Sarre, les installations sont passées de 2 à 5, soit 1.690 t-km/h. En Pologne, 22 installations avec 2.880 t-km/h. En Hollande, 2 installations. En Angleterre, on est passé de 3 à 8 avec 2.130 t-km/h. En France, il y a 13 installations donnant 2.970 t-km/h.

Vue et description des constructions les plus courantes : Head-Wrighson, Demag, GHH, Gusto, Venot, Heckel, PIC.

La capacité dominante en Allemagne et en Sarre est de 10 t; en Angleterre, elle varie entre 6 et 10 t; en France entre 9 et 12 t. La capacité journalière d'une installation récente atteint 6.000 t et a tendance à s'accroître. Le skip a l'avantage de réduire le personnel de service du puits au minimum. Il comporte des installations de culbutage pour grandes berlines et silos avec sas doseurs dans le fond; à la surface, recette (souvent en sous-sol) et convoyeur à bande vers le triage.

Vue de l'installation de culbutage à la mine Calverton n° 2.

IND. E. 47

Fiche n° 7318 II

G. FELGER. Verwendung und technische Entwicklung der Skipförderung in Europäischen Bergbau (bis Ende 1951). *Emploi et évolution technique de l'extraction par skip dans l'industrie minière européenne (depuis fin 1951).* — *Schlägel und Eisen*, 1953, juillet, p. 388/391. 15 fig.

Vues de quelques installations à skips : disposition du fond à la mine Emma (Staatsmijnen) — puits d'aéragé à la mine Robert (Société Heinrich Robert) — Recette de surface à la mine Emma et à la mine Gayant (France). Détail sur le fonctionnement des skips de Blucherode (Demag), Salzdetfurth (G.H.H.) et Hattorf (Siemag). Particularités des châssis à molettes dans le cas de skips. A titre de curiosité, à la mine Renstrom, à l'extrême nord : tour bicylindrique dont un compartiment sert de trémie — à Kurunavaara : tour ennéapode pour 8 puits d'extraction disposés côte à côte avec un puits de service.

F. AERAGE. ECLAIRAGE. HYGIENE DU FOND.

IND. F 11

Fiche n° 7319 I

B. ISAJIW. Richten und Verteilen der Grubenwetter im «Sollwetterbetrieb». *Détermination et distribution de la ventilation dans les prévisions d'aéragé.* — *Bergfreiheit*, 1953, 20 juin, n° spécial, p. 227/38. 17 fig.

Selon R. Battig (même revue, janvier - avril 51) une mine où la ventilation est pauvre peut devenir impraticable à partir de 400 à 500 m de profondeur. Dans le cas contraire, avec des circuits bien étudiés on peut atteindre 800 à 1000 m et remédier à l'élévation de température. Au cours de ces 20 dernières

années de nombreuses études ont été faites sur l'amélioration de la ventilation : Serlo, Heise, Herbst, Ryba, Stach, Maerks et Fritsche.

L'auteur subdivise l'étude en 3 chapitres :

- 1) Détermination et distribution dans les projets.
- 2) Détermination et distribution dans la mine telle qu'elle est.
- 5) Détermination et distribution de la ventilation pendant la lutte contre un incendie.

L'article ne traite que du premier chapitre. Celui-ci peut se subdiviser en :

- 1) Détermination des circuits.
- 2) Détermination des quantités.
- 5) Fixation des dépressions optimales à appliquer à chaque circuit ainsi qu'aux ventilateurs. Choix du 1/1000e de mm d'eau comme unité de dépression et appellations diverses de la résistance qui en découle pour un débit de 1 m³/sec. (1 Murgue = 1 Milliweissbach = 1 unité de résistance).

Après avoir signalé les conventions admises dans la représentation sur plans, l'auteur aborde la question des circuits à diagonale de fuite et celle de leur représentation schématique. En général, ils ne sont pas directement mesurables et sont au contraire sujets à instabilité; leur influence est cependant limitée au circuit envisagé et sans action sur l'ensemble de la mine.

IND. F 11

Fiche n° 7319 II

B. ISAJIW. Richten und Verteilen der Grubenwetter im «Sollwetterbetrieb». *Détermination et distribution de la ventilation dans les prévisions d'aéragé.* — *Bergfreiheit*, 1953, juillet, p. 284/288. 3 fig.

L'auteur montre sa façon de résoudre les réseaux sur un cas particulier. Partant d'un réseau complètement déterminé, il détermine les modifications à y apporter pour réaliser une ventilation équivalente avec une économie annuelle de 180.000 DM (environ 2 millions de francs belges par an).

IND. F 122

Fiche n° 7729

P. HERMANN. Die klimatischen und sicherheitlichen Vorzüge und Nachteile der abfallenden Wetterführung. *Les avantages et les inconvénients de l'aéragé en rabat-vent au point de vue climatisation et sécurité.* — *Glückauf*, 1953, 1er août, p. 773/782. 12 fig.

En général, la ventilation en rabat-vent peut abaisser la température des chantiers de 4 à 5°. Les installations de réfrigération qui coûtent cher d'installation et d'entretien ne sont pas à prévoir avant un approfondissement de 200 à 250 m. Concernant l'empoussiérage des chantiers, à part l'inconvénient de gêner le chargeur, le rabat-vent n'a que des avantages, en particulier il comporte une augmentation de la vitesse du vent. Au point de vue du dégazage et de la lutte contre le grisou, il n'y a ni avantage ni inconvénient. Dans l'éventualité d'un incendie en regard d'un grand nombre d'avantages, pèse le grave inconvénient de provoquer pour une période, qui peut être longue, l'ar-

rêt de tout un chantier ou même de toute une mine. Ce danger est à apprécier sans exagération.

Dans la Ruhr, la profondeur d'exploitation descend en moyenne de 6 m par an soit une hausse de 1° tous les 5 ans pour les roches et tous les 7 ans pour la ventilation. La mécanisation et l'emploi de l'électricité au fond contribuent à accroître plus encore cette élévation. D'ici 20 ans, la température moyenne du fond atteindra 30° et il deviendra urgent d'envisager l'utilisation du rabat-vent dans la ventilation.

IND. F 14

Fiche n° 7718

W. SCHMIDT. Die Ausführung von Wetterkämmlen. *La réalisation des galeries de ventilateurs.* — *Glückauf*, 1953, 15 août, p. 822/829. 14 fig.

Anciennement les galeries d'amenée de l'air au ventilateur étaient laissées presque exclusivement aux soins des entrepreneurs maçons. Une tendance se manifeste aujourd'hui à revoir ce point sous l'angle du rendement de la ventilation. La formule de la perte de charge dans les coudes est rappelée avec des mesures récentes sur les coefficients. L'auteur signale un certain nombre de réalisations rationnelles pour ventilateurs hélicoïdaux verticaux ou autres avec ou sans galerie de mesure et disposition de la galerie d'amenée au ventilateur de réserve. Les dispositions défectueuses sont aussi mentionnées.

IND. F 22

Fiche n° 7324

K. WINTER. Ausgasungsgefahren im Steinkohlenbergbau, ihre Ursache und ihre Überwachung. *Les dangers des dégagements gazeux dans les mines de charbon, leur cause et leur contrôle.* — *Glückauf*, 1953, 20 juin, p. 617/626. 23 fig.

Par exemples, on montre que le dégagement normal de grisou et jusqu'à un certain point le dégazage complet d'une couche, ne présente pas de danger spécial. On peut sans danger atteindre une teneur de 2 % avec des oscillations donnant des écarts de 100 % en relation avec le poste d'abatage. Au contraire sont particulièrement dangereux les dégagements instantanés dont les origines sont diverses et en relation avec la méthode d'exploitation. C'est à titre exceptionnel que des analyses d'aéragé intermittentes peuvent les déceler. Il est pour ainsi dire exclu de pouvoir reconnaître et combattre ce danger sans appareil enregistreur. L'emploi de ceux-ci a permis jusqu'à présent de déterminer 2 causes principales de dégagements instantanés : les ruptures brusques du haut-toit et surtout les grandes variations dans le débit de la ventilation. Un accroissement de la ventilation qui a été précédé d'une période plus ou moins longue de restriction est souvent incriminable. Dans un tel cas, on a constaté le dégagement de 1200 m³ de CH₄ sur ¼ d'heure de temps. Par quelques exemples, on montre les dangers auxquels le manque d'enregistrement expose. Les enregistrements sont particulièrement à conseiller dans les mines où la teneur constatée par des analyses isolées oscille entre 1 et 2 %, spécialement là où l'on emploie l'électricité.

IND. F 31 et F 440

Fiche n° 7370

A. BEAL, O. GRIFFIN et G. NAGELSCHEIDT. The health hazard of limestone and gypsum used for stone dusting in coal mines. *Nocivité du calcaire et du gypse utilisés pour la schistification des galeries.* — *Safety in Mines Research Establ. Res. Rep. n° 72.* 1953, juin 12 p.

La teneur en quartz de 50 échantillons de calcaires, représentant la majeure partie des matériaux utilisés pour la schistification, a été déterminée par l'analyse chimique et les rayons X. 25 échantillons avaient 2 % de quartz ou moins, 5 avaient de 2 à 5 %, 5 avaient entre 5 et 20 % et un (joint par erreur sans doute) avait plus de 60 %. Les prises d'échantillons, renouvelées après 18 mois aux sources ayant une teneur de 5 à 20 % de quartz, ont confirmé les résultats.

On a alors tamisé six échantillons de calcaire en dessous de 10 microns et déterminé la teneur en quartz du passé : dans 4 cas, la teneur était moindre que dans le brut, dans 1 cas, égale, et dans le 6^e, elle était beaucoup plus élevée. L'emploi de ces calcaires présente donc un risque de silicose qui peut être écarté par le contrôle de la qualité des matériaux utilisés.

Cinq échantillons de gypse ont été étudiés de la même façon et leur teneur en quartz a varié de 0,6 à 1,4 %.

IND. F 31

Fiche n° 7533

H. COLLINS. Stone dust barriers, additional precaution against propagation of explosions in mechanised mining. *Arrêts-barrages, précaution supplémentaire contre la propagation des explosions dans les chantiers mécanisés.* — *Colliery Guardian* 1953, 9 juillet. p. 33/38. 4 fig.

Les arrêts-barrages ont été proposés pour la première fois en 1911 par Taffanel (Directeur de la Station de Recherche Française) à la suite du désastre de Courrières. En principe, ils sont constitués d'un certain nombre de planchers chargés de poussières inerte et disposés en des points convenables en vue de leur renversement par la vague de pression qui précède la flamme d'une explosion de grisou ou poussières combustibles. Le nuage de poussières inertes arrête l'explosion.

Pour faciliter le chargement des planchers, on remplit de poussières inertes des sacs en papier et on les place tels quels sur les planchers bout à bout. On les fend ensuite sur la longueur de sorte que le papier en s'ouvrant forme joint, protégeant les joints des planchers contre la chute des poussières.

Ces planchers sont formés de madriers supportés par des rails. En tête de galerie, il y en a de 2 types : les primaires ont 60 cm de large et se placent à une distance assez grande de l'endroit dangereux (front de taille en général) pour que l'onde de pression soit assez forte pour les renverser (450 m environ). Les secondaires n'ont que 40 cm et se placent à 150 m environ du front dans la voie de transport. Ces arrêts-barrages installés dans la division de

Durham sont du type de Dortmund et ont déjà eu l'occasion de se montrer efficaces lors d'une explosion à la mine de Horden. Personne ne fut blessé mais tout le monde fut couvert de poussières projetées par l'explosion; il y avait 7 planchers portant en tout 450 kg de poussières et espacés pour couvrir une distance de 15 mètres à 120 mètres du front et le barrage primaire se trouvait à 270 m dans l'entrée d'air.

IND. F 40 et F 30

Fiche n° 7391

R. MELDAU. Handbuch der Staubtechnik. Zweiter Band : Staubtechnologie. *Manuel de la technique des poussières. 2^{me} volume : Technologie des poussières.* — *Deutscher Ingenieur-Verlag Düsseldorf.* 1953. 303 p. 549 fig.

V. — *Particules de poussières.* — Formes de poussières suivant leur origine, poussières sphériques, cristallines ou pseudocristallines, paillettes, filaments etc..., aérogels, poussières mixtes.

VI. — *Dépôts des poussières* — Formation et manipulation, silos, tamis, humidification etc. Propriétés techniques des dépôts de poussière et leur utilisation, briquetage, frittage, agglomération, gazéification, grillage, combustion, moteurs et poussières.

VII. — *Gaz à poussières.* — Séparateurs à force centrifuge, cyclone, différents types, filtres, bag house, laveurs, chambres à poussières, etc. Aspirateurs à poussières, filtres mécaniques à poussières fines, épuration électrique, exemples d'installation. Appareils de mesure.

VIII. — *Législation et réglementation en Allemagne et à l'étranger.* Organismes s'occupant des questions de poussière. Lexique des termes étrangers — Index comme pour le tome I. (Résumé Cerchar, Paris).

IND. F 419

Fiche n° 7542

H. LAVALLEE. Le décaleur antipoussières L.H. pour marteaux-piqueurs à air comprimé. — *Ass. des Ing. de Mons.* 1953, n° 2. p. 6/7. 1 fig.

L'air comprimé fuyant autour de l'aiguille du marteau-piqueur est la cause du soulèvement de la presque totalité de la poussière produite au point d'impact au cours de l'abatage proprement dit. En déviant cet air de fuite vers l'arrière du piqueur, le décaleur L. H. élimine plus de 50 % en poids de cette poussière, près de 44 % du nombre de particules allant de 1 μ à 5 μ , plus de 33 % de 0,5 μ à 1 μ . Joint à la pulvérisation latérale d'eau, il rend tout à fait inoffensive la poussière produite par l'abatage proprement dit. Essais contrôlés par l'Institut d'Hygiène des Mines à Hasselt.

IND. F 60

Fiche n° 7598

H. HOUSTON. Causes and prevention of fires underground, action taken in specified outbreaks. *Causes et prévention des incendies du fond, ce qu'on a fait dans des cas déterminés.* — *Iron and Coal T. R.* 1953, 31 juillet. p. 247/252.

L'auteur, inspecteur en chef des mines, décrit un certain nombre d'incendies. Dans une mine sans

grisou, l'arrêt du ventilateur a permis la fuite du personnel menacé d'asphyxie. Dans un chantier grisouteux, l'emploi de tuyauteries improvisées en textile a sauvé d'une situation périlleuse cependant 20 jours plus tard on a constaté que l'incendie se poursuivait dans les zones inaccessibles du haut-toit. On ferme le chantier : au cours de l'achèvement du serrement une explosion violente se produit et causa la fin de l'incendie, l'exploitation fut reprise. Dans le cas d'un incendie allumé par un tir de bosseyement, l'emploi simultané de 8 extincteurs parvint à éteindre les flammes; l'emploi de cartouches carbox et le gunitage des parois contribuèrent à l'extinction spontanée de l'incendie du haut toit. Trois autres cas relatifs à des incendies par courroies sont relatés. Dans un cas, l'incendie a été maîtrisé sans recourir à la fermeture du chantier grâce à la présence de tuyauteries d'arrosage et 55 heures de combat.

L'auteur termine en posant une série de questions aux directeurs de siège, en vue d'être toujours prêt et d'envisager, à la place de chacun des ouvriers, la voie la plus sûre pour fuir les fumées asphyxiantes. Discussion.

IND. F 65 et F 231

Fiche n° 7550

K. DREKOPF. Die Explosionsfähigkeit von Grubenbrandgasen. *Le danger d'explosion des gaz d'incendie de mine.* — *Glückauf.* 1953, 18 juillet. p. 724/739. 17 fig.

Dans la lutte contre les incendies de mine, on se rend de mieux en mieux compte de la nécessité urgente qu'il y a pour les équipes de sauvetage d'être renseignées par l'analyse chimique des gaz sur leur danger d'explosion. La détermination de l'explosibilité des fumées est cependant malaisée parce qu'elle dépend d'un grand nombre de facteurs : méthane, oxyde de carbone, hydrogène et hydrocarbures sont des gaz combustibles et d'autre part, azote et anhydride carbonique sont des ralentisseurs; le gaz d'incendie est un mélange de tout cela avec de l'oxygène. De tels mélanges ont été étudiés à l'étranger. L'application du résultat de ces études à un cas déterminé demande cependant plusieurs heures. La présente étude se rapporte à un nouveau procédé plus expéditif. Il est caractérisé par la connaissance des constantes explosives pour chacun des gaz en présence d'azote qu'il suffit simplement d'additionner, on détermine en quelques minutes la limite d'explosibilité et suivant que la teneur réelle en azote est moindre ou plus élevée, il y a ou non danger d'explosion.

IND. F 70

Fiche n° 7534

A. ROBERTS. Photographic photometry of mine lighting. *Photométrie photographique de l'éclairage des mines.* — *Colliery Guardian.* 1953, 9 juillet. p. 59/64. 3 fig.

La luminosité d'une épreuve photographique dépend d'un ensemble de facteurs que l'auteur étudie séparément tant pour l'épreuve négative plus précise que pour la positive plus commode. Le prin-

cipe fondamental consiste à inclure une échelle d'intensité lumineuse au négatif, ceci se réalise en utilisant un coin optiquement neutre donnant une image d'intensité graduée.

Différentes applications de la photométrie sont données : mesure de la luminosité dans la mine. La marche à suivre est donnée — Détermination de l'adaptation oculaire — Contrôle de la visibilité en un endroit déterminé — Utilisation du croquis calqué d'une photo pour mesurer la progression d'une amélioration de l'éclairage.

H. ENERGIE.

IND. H 430

Fiche n° 7304

J. GILSOUL. Les prises de terre et leurs utilisations dans les installations électriques. *Bulletin Scient. Ass. Ing. Montefiore (A.I.M.).* 1953, avril. p. 305/325. 10 fig. 14 réf.

Théorie des prises de terre. Calcul théorique de la résistance. Résistivité des sols divers. Influence de la forme et des dimensions des électrodes. Répartition du potentiel dans le sol aux environs de la prise de terre. Capacité d'écoulement de courant. Influence réciproque de prises de terre voisines.

Mise à la terre des réseaux basse tension.
— Terre indépendante chez chaque utilisateur.
— Conducteur de terre spécial et terre unique.
— Conducteur de terre relié au point neutre du transfo.
— Relais de surtension sur le conducteur de terre avec prise de terre résistante.
Avantages et inconvénients de chaque solution.
Mise à la terre dans les postes de transformation.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES CHARBONS.

IND. I 23, F 30 et F 40

Fiche n° 7391 II

R. MELDAU. Handbuch der Staubtechnik. Zweiter Band : Staubtechnologie. *Manuel de la technique des poussières. 2^{me} volume : Technologie des poussières.* — *Deutscher Ingenieur-Verlag Düsseldorf.* 1953. 303 p. 549 fig.

Dépoussiérage des gaz.

Dépoussiéreurs mécaniques : séparateurs à force centrifuge, cyclone, cyclone multiple, filtres à manches, chambres de sédimentation, épurateurs humides d'air et de gaz (Intensiv, Steine und Erden, Staubex, Pease-Anthony, Theisen, Zschocke, Widekind, Lurgi, Peabody). Filtres mécaniques pour poussières fines :

Filtres en tissu métallique, filtres automatiques, éléments filtrants.

Dépoussiérage électrostatique : bases, construction, production de la haute tension.

Exemples d'installations industrielles.
Mesure des résultats de dépoussiérage.

IND. I 341

Fiche n° 7597

M. GEER, W. OLDS et H. YANCEY. Ccleaning various coals in a drum-type dense medium pilot plant. *Lavage de différents charbons dans une installation pilote à suspension dense du type trommel.* *Mining Engineering.* 1953, juillet. p. 696/705.

Résultats d'une cinquantaine d'essais effectués sur 7 charbons différents dans une petite installation pilote de séparation par suspension dense du type trommel. Le trommel a 60 cm de longueur et 75 cm de diamètre et l'appareil peut traiter plus de 5 tonnes/heure. Les conclusions de ces essais sont les suivantes : le rendement organique varie de 98,6 à 99,9 % pour les séparations faites dans la zone courante de densités.

Les granulométries les plus fines sont séparées avec le moins de précision.

Les impuretés de forme et celles de poids spécifique relativement faible ne sont pas éliminées aussi efficacement que les autres.

Une variation de densité du bain sur sa hauteur favorise la séparation.

Des résultats anormaux peuvent provenir de la dégradation des produits au cours des analyses.

IND. I 341

Fiche n° 7712

NATIONAL COAL BOARD. The Drewboy dense medium washer. *Le lavoir par suspension dense Drewboy.* — *N.C.B. Bull. d'Inf. n° 53/90.* 1953. 8 p. 3 fig.

Brève description du lavoir Drewboy — Pic. Schémas d'installation et résultats de fonctionnement des lavoirs Drewboy des mines Viktoria et Merlebach. A Viktoria : l'appareil traite le brut 50-300 mm à une densité de 1,95. Après cet épierrage mécanique, le flottant composé de charbon et de mixte est concassé à -80 mm et retraité dans des bacs à pistons. Lors de l'essai de réception, l'écart probable a été de 0,0185 et la consommation de magnétite de 380 g/t de brut traité.

A Merlebach : le Drewboy traite le refus des bandes d'épierrage à main. Il reçoit des produits ayant jusque 850 mm de plus grande dimension. La capacité journalière est d'environ 1200 t, le débit instantané variant de 0 à 200 t/h. La consommation de magnétite mesurée sur deux mois a été de 230 g/t traitée.

IND. I 61

Fiche n° 7537

E. BADGER. Experiments on the sampling of coal : an account of recent work carried out for the British Standards Institution. *Essais sur l'échantillonnage du charbon : un aperçu du travail récent effectué pour la BSI* — *Journal of the Inst. of Fuel.* 1953, juillet. p. 17/32. 12 fig.

Calcul de la variance d'échantillons de poids différents. On ne constate pas de décroissance régulière de la variance avec le poids comme le voudrait la formule de Landry corrigée pour tenir compte de la ségrégation. On conseille une prise des échantillons en double, ce qui permettrait la détermination

de la variance par la méthode des paires. Définitions des précisions standardisées (précision élevée, précision normale, précision « du dixième »). Influence des erreurs de réduction et d'analyse sur le nombre d'incrémentations à prélever.

P. MAIN-D'ŒUVRE. SANTE. SECURITE. QUESTIONS SOCIALES.

IND. P 46

Fiche n° 7375

F. STAVAU. L'absentéisme dans les charbonnages. *Ministère des Affaires Economiques et des Classes moyennes.* 67 p.

Buts de l'ouvrage :

- mettre au grand jour un mal qui affecte l'industrie charbonnière plus que toute autre industrie;
- faire connaître les conséquences économiques qu'il entraîne;
- demander aux instances syndicales de réfléchir mûrement à ce problème et de l'étudier courageusement;
- suggérer aux patrons charbonniers d'user des moyens dont ils disposent pour supprimer certains prétextes futiles par un renforcement de la surveillance et une plus vigilante activité de leurs services sociaux;
- demander à chacun une bonne volonté et une franche et mutuelle compréhension pour réduire l'absentéisme de la main-d'œuvre.

IND. P 44

Fiche n° 7593

W. BUXTON. Les sections de réadaptation professionnelle en Grande-Bretagne. *Revue Internationale du Travail.* 1953, juin. p. 570/583.

Expérience intéressante en Angleterre depuis 1948. Rappel des travaux de la commission Tomlinson (1942). Loi sur l'emploi des invalides (1944) : certains emplois leur sont réservés. Commission permanente de réadaptation. Actuellement : sections de réadaptation dans les centres nationaux de formation professionnelle. Rôle des nouvelles sections : rétablissement physique et mental des inaptes, rétablissement progressif par des exercices appropriés dans des ateliers. Allocation de subsistance par l'Etat. Les stagiaires peuvent s'exercer à différents métiers. Le stage ne doit pas durer plus de quelques semaines (8 à 12). Les sections acceptent des commandes pour les produits fabriqués. Une équipe comportant : un médecin, un psychotechnicien et un assistant social, s'occupe de chaque cas en particulier.

Il existe 15 sections. En janvier 1953 : 28.200 personnes ont bénéficié de ces services. 22.300 ont terminé les cours avec succès, il y a eu 4.700 départs prématurés. Les dépenses sont élevées : 550.000 £ par an. Des recherches complémentaires sont nécessaires. Les perspectives immédiates sont bonnes.

Bibliographie

LE SALAIRE A MARCHE DANS LES MINES, par Franz Dohmen VDI Dipl. - Berging., Dr.-Ing. habil, Privatdozent für Bergbauliche Betriebslehre an der Rheinisch-Westfälischen Technischen Hochschule zu Aachen. 214 figures et 130 tableaux dans le texte. 427 pages. 1953. Relié pleine toile : DM 92,50. (Springer-Verlag, Berlin - Göttingen - Heidelberg).

Das Gedingewesen im Bergbau.

Quand le mineur, aujourd'hui, parle du problème des marchés, le mot lui-même évoque déjà un ensemble de questions paraissant insolubles. Dans ce domaine, les problèmes se tiennent et dépendent beaucoup d'autres domaines. Les relations avec la technique et l'économie minière sont évidentes, la dépendance de ce problème du domaine légal, sociologique et administratif est également indéniable.

Que la question des marchés soit à l'ordre du jour dans les mines depuis toujours est un fait qui, jusqu'à présent, n'a pas été suffisamment signalé. La consultation des archives tend à modifier nos conceptions. Ce qui manquait jusqu'à présent et qui heureusement a été réalisé, c'est un manuel qui donne une vue d'ensemble et méthodique du sujet, y compris les caractéristiques théoriques et pratiques, envisagée sous l'angle des diverses disciplines avec référence aux travaux étrangers.

Cet ouvrage fait désormais autorité en la matière. L'auteur l'a déduit d'une pratique de vingt-cinq années dans les mines de la Ruhr et d'un enseignement de plusieurs années comme conseiller privé de l'Ecole supérieure technique Rhéno-Westphalienne d'Aix-la-Chapelle. Pour tous ceux que les questions de marché intéressent, il sera un conseiller indispensable et sûr : directeurs de mines, chefs du personnel, directeurs et conducteurs de travaux, entrepreneurs, conseillers techniques, etc.

Comme aide-mémoire, il peut convenir à ceux qui, sans faire partie d'une entreprise, ont à s'intéresser, en tant que fonctionnaires ou membres des organisations professionnelles, aux conditions des marchés : membres des commissions des marchés, inspecteurs des marchés, conseillers prudhommes, économistes, etc. C'est en outre un traité convenant aux élèves des universités et écoles spéciales des mines pour compléter leur formation professionnelle. Ce livre est le premier ouvrage qui traite d'une façon critique la question complexe de la juste rétribution du mineur.

PROGRES RECENTS DANS LA PREPARATION DES MINERAIS.

— Compte rendu des Conférences faites au Congrès tenu à Londres du 23 au 25 septembre 1952 et organisé par « Institution of Mining and Metallurgy ». Reliure toile 766 pages avec de nombreuses planches et figures. Publié en août 1953 - Prix 30 sh. The Institution of Mining and Metallurgy, Salisbury House, Finsbury Circus, London E.C. 2.

Recent developments in mineral dressing. — *Proceedings of a Symposium arranged by the Institution of Mining and Metallurgy and held in London on 25-25 September 1952.*

Ce volume d'une très belle présentation contient le texte d'une Conférence, faite par le Professeur A.M. Gaudin, en l'honneur de Sir Julius Wernher et intitulée « La radioactivité dans la préparation des minerais » en même temps que le texte de 30 autres mémoires dont les titres suivent, ainsi que le compte rendu des discussions auxquelles elles ont donné lieu. L'ouvrage se termine par une table des noms d'auteur et des sujets traités.

Mémoires :

Calibration :

- 1) « La détermination de la surface spécifique de poudres de produits contenant du cuivre » par B.D. Cuming et J.H. Schulman.
- 2) « L'objet de la détermination des dimensions de particules extra fines et comparaison des méthodes » par E. J. Pryor, H.N. Blyth et A. Eldridge.
- 3) « Principes fondamentaux de la mesure de la dimension de particules passant à tous tamis » par H. Heywood.
- 4) « La technique de l'étude des dimensions de particules passant à tous tamis » par G.L. Fairs.
- 5) « L'analyse des produits séparés de la gangue, nouvel outil pour la recherche en matière de préparation de minerais » par O. C. Dell.

Réduction de dimensions et criblage :

- 1) « La mathématique du concassage et du broyage » par F. C. Bond.
- 2) « Méthode pour déterminer le rendement de broyeurs industriels » par W. F. Carey et C. J. Stairmand.
- 3) « Définition du but du broyeur à tige à circuit ouvert dans la diminution de dimension » par J.F. Myers.
- 4) « Le broyage et le criblage dans des ateliers de

préparation mécanique de substances minérales » par G. J. Brown.

Calibrage et cyclones :

- 1) « Progrès récents dans le calibrage et la fluidisation, comme application des principes de la dynamique des particules » par J.V.N. Dorr et F. L. Bosqui.
- 2) « Une étude du mouvement des particules solides dans un cylindre hydraulique » par D. F. Kelsall.
- 5) « L'hydrocyclone, son utilisation et l'explication de son fonctionnement » par F. J. Fontein et C. Dijkman.

Séparation par gravité par voie humide :

- 1) « Les progrès récents dans la séparation par gravité » par F.B. Michell.
- 2) « Les modifications les plus importantes dans la pratique du procédé par milieu dense au cours des dernières années » par K. A. Fern.
- 5) « Progrès récents dans les plans des installations pour procédés par milieu dense » par F. J. Trotter.

Séparation par voie sèche :

- 1) « Concentration de minerais par tables pneumatiques » par E.A. Knapp.
- 2) « Concentration de dépôts formés par éluviation ou coéluviation dans des contrées désertiques » par E.A. Knapp et C.T. Steet.
- 5) « Utilisation de la préparation magnétique à la préparation de substance minérale » par T. G. Hawker.
- 4) « La séparation électrostatique » par S. B. Hudson.
- 5) « Séparation photométrique de minerais sous forme d'amas » par P.C. Newman et P.F. Whelan.

Théorie de la flottation :

- 1) « Rapport entre les discontinuités en réseau cristallin et la préparation d'un minéral » par A.J.E. Welch.
- 2) « Flottation sélective des métaux et produits minéraux » par J. H. Schulman et T. D. Smith.
- 3) « La chimie de surface de la flottation » par N. Arbiter.
- 4) « Les moussants, leur action, leur composition, leurs propriétés et leur structure » par S. A. Wrobel.
- 5) « Le mécanisme par lequel le minéral s'attache à la bulle » par L. F. Evans et W.E. Even.
- 6) « Les isotopes radioactifs dans la recherche relative à la préparation des substances minérales, et en particulier dans la flottation » par J. S. Carr.
- 7) « L'emploi des méthodes électrochimiques à la recherche en matière de flottation » par S. G. Salamy et J. C. Nixon.

Pratique de la flottation :

- 1) « Effets d'un sulfure solide dans la flottation de minéraux secondaires de plomb » par M. G. Fleming.
- 2) « Quelques aspects de la flottation de produits minéraux oxydés » par E.J. Pryor.
- 5) « La flottation de minerais de zinc oxydés » par M. Rey et P. Raffinot.

ANNUAIRE DES MINERAIS. — Rédigé par le personnel du Bureau of Mines. Reliure toile. 1690 pages. Prix : 4,5 \$. Superintendent of Documents, U.S. Government Printing Office, Washington 25, D.C.

Minerals Yearbook.

Dans la préface, l'éditeur appelle l'attention sur les efforts faits en vue de rendre la consultation de cet important ouvrage agréable et fructueuse à ceux qui s'intéressent au planning des prix, aux marchés, à l'expansion de la vie économique et autres matières connexes. Une longue liste est donnée des personnalités officielles qui ont contribué au collationnement de cette documentation véritablement mondiale.

La première partie de l'ouvrage, relativement brève (90 pages), passe en revue les principaux événements qui ont encadré l'activité des industries minérales au cours de l'année 1950, marquée en son milieu par la guerre de Corée; elle donne des tableaux condensés de la production, de la consommation, des stocks, des importations et des exportations. Un second article analyse la production au moyen de diagrammes et tableaux statistiques. Une troisième étude traite de la statistique de l'emploi et des accidents dans les mines.

La seconde partie, de loin la plus développée, reprend un à un les différents minerais et matériaux et donne pour chacun toutes les données relatives à la production et à la consommation aux Etats-Unis et dans le monde entier. La partie charbonnière comporte à elle seule 130 pages et celle du coke et des dérivés du charbon, 60 pages.

La troisième partie retrace l'activité économique de chacun des Etats et la dernière partie étudie l'activité mondiale.

Un index alphabétique rend la consultation aisée.

TABLEAUX DE STANDARDISATION DIN - Edition 1953. — Catalogue de l'ensemble des normes et projets de normalisation publié par Deutscher Normenausschuss. Cartonné. 344 pages. Prix : 9,60 DM Beuth-Vertrieb G.m.b.H. Berlin W 15 et Cologne, Friesenplatz, 16.

DIN Normalblatt — Verzeichnis 1955 — Ein Katalog aller Deutschen Normen und Normblatt — Entwürfe.

Cette publication récente fournit le numéro d'immatriculation, le titre et les caractéristiques d'environ 8.000 normes allemandes en application à l'heure actuelle et de 750 projets de normalisation.

La nouvelle édition comporte 575 normes et 560 projets de plus que la précédente. Plus de 500 normes ont été révisées en fonction de nouvelles données. Les normes récentes publiées au cours des dernières années sont accompagnées de notices adéquates. Pour la première fois, un accord a été réalisé pour la publication des normes DIN en anglais, français, espagnol et portugais. Comme précédemment, la matière est distribuée suivant la classification décimale. La numérotation et le nom de la classification placés côté à côté simplifient les recherches.

Pour toutes les firmes qui utilisent les normes allemandes dans leur fabrication ou qui imposent ces normes à leurs fournisseurs, la nouvelle édition des normes 1953 est un auxiliaire précieux et indispensable.

ANNUAIRE DES CHARBONNAGES ET REPERTOIRE DU MARCHÉ DU CHARBON POUR 1953. — Ed. : The Louis Cassier Co Ltd. Dorset House, Stamford Street, London S.E. 1 944 p. 30 sh. Livre relié sur toile avec tranche colorée par section.

Colliery yearbook and coal trades directory 1953.

L'ouvrage condense toutes les données de l'industrie charbonnière anglaise. On y trouve par exemple :

- les personnalités du Ministry of Fuel and Power, ainsi que les divers services, la liste des personnalités du National Coal Board et leur sphère d'activité.
- Une carte de Grande Bretagne avec les divisions du N.C.B.
- Un tableau des mines avec la production annuelle et la liste du personnel dirigeant.
- L'index des mines anglaises. La liste des anciens propriétaires. Le monde des intermédiaires.
- Des données partiellement inédites sur les mines des autres pays européens.
- Toutes les données statistiques de la production, du personnel, des prix, de la consommation et de la sécurité.
- Des analyses types de charbon anglais.
- Une revue des principaux événements de l'année.
- Des études sur les salaires, le personnel, la production.
- Une bibliographie très fournie des articles relatifs à la technique des charbonnages.
- Une liste des standards anglais. L'organisation de la recherche scientifique et de la recherche industrielle.
- La loi sur les mines de 1949 avec les modifications qu'elle apporte à la loi de nationalisation de 1946. La réglementation minière. Le règlement sur le tir dans les mines.
- Le répertoire des constructeurs et des commerçants en matériel minier.

En préface de l'ouvrage, le Ministre des Combustibles et de l'Energie note que la nationalisation des mines est un fait acquis; il pose l'accent sur l'urgence de l'accroissement de la productivité et constate l'intérêt croissant du public pour le Col-

liery Yearbook qui est entré dans sa vingt-sixième année.

LE VOCABULAIRE PROFESSIONNEL DU HOUILLEUR BORAIN, par Pierre Ruelle, Professeur à l'Ecole Normale de Mons. Illustrations de Samuel Jadon, Secrétaire de l'Ecole professionnelle des Charbonnages d'Hornu et Wasmes.

Ouvrage publié conjointement par l'Académie de Langue et de Littérature française et la Commission Royale de Toponymie et de Dialectologie de Belgique.

Le Professeur Académicien, Jean Haust, a écrit naguère un livre intitulé « Le vocabulaire des mineurs liégeois » qui obtint un succès mérité et tous les hommes qui souhaitent le maintien de nos patois, comme les amateurs de folklore, souhaitaient voir paraître des études semblables pour les autres bassins miniers du Sud de la Belgique.

Ce désir avait été satisfait pour le bassin du Centre par M. Mauchard, préfet de l'Athénée de Dour, originaire de cette région.

Il vient de l'être, et brillamment, pour le Borinage, par le Professeur Pierre Ruelle.

L'auteur a de qui tenir. Il est petit-fils d'ouvrier mineur et plusieurs membres de sa famille ont exercé le métier; certains d'entre eux pendant plus de 40 ans. Il a donc, dans sa jeunesse et son adolescence, parlé le patois du centre du Borinage avec ses nombreux mots et expressions empruntés au vocabulaire si expressif du métier de charbonnier.

Mais, dit-il, « mes connaissances propres en ce domaine (le domaine des mines) étaient limitées et approximatives ».

Il a donc dû les compléter par de très longues recherches, parfois décevantes comme il le dit lui-même, il a consulté de nombreux manuels historiques, philologiques et techniques traitant du wallon et des mines.

Il a eu des entretiens longs et répétés avec des praticiens spécialement indiqués pour le renseigner.

Et ces longues et patientes recherches lui ont permis de présenter un ouvrage dont la précieuse et considérable documentation atteste que son long travail a été fructueux et que le but poursuivi a été pleinement atteint.

* * *

L'auteur indique ce qu'il appelle « l'aire de l'enquête », qui est le Borinage naguère limité à quelques communes et qui pratiquement, aujourd'hui, s'étend à presque toute la région dénommée, dans le langage officiel de l'Administration des Mines, « le Couchant de Mons ».

Le dialecte du mineur borain n'est pas composé de mots exceptionnellement choisis, il est rude comme le métier lui-même, mais expressif et souvent imagé.

Le Professeur Ruelle a compris cette vérité avec facilité étant donné ses origines, c'est pourquoi, pour être vrai, il s'est référé au langage de la

« basse classe », de la « pire malette » (1) comme il dit dans sa présentation.

Pour ce qui est de l'ordonnance du travail, nous ne pourrions mieux faire que de laisser parler l'auteur lui-même qui s'exprime comme suit :

« On trouvera, dit-il, pour chaque terme du vocabulaire, les renseignements suivants dans l'ordre indiqué : la notation phonétique, la nature grammaticale précisée par les indications d'usage, les différentes acceptions énoncées dans l'ordre de leur fréquence accompagnées d'exemples, l'étymologie, à moins que la traduction française n'ait indiqué suffisamment que le mot borain et le mot français ont la même origine ».

J'ai lu le livre de Monsieur Pierre Ruelle avec un immense plaisir. Ce travail est profond, vrai, sincère.

La portée significative des expressions employées par les mineurs du Borinage, quoique souvent difficile à donner, est présentée avec clarté, sans développements ou mots inutiles, la lecture en est donc aisée et attrayante.

Certaines expressions passées dans le langage courant, sont habituellement employées sans que ceux qui les formulent se rendent compte ni de leur origine, ni de leur portée technique ou professionnelle.

C'est le cas par exemple de l'expression « rwer d'vins su l'croate » qui caractérise une fausse manœuvre, une erreur, ou même un impair commis en n'importe quelle circonstance.

M. Ruelle la présente avec précision comme suit : « croate : s. m., « cravate » grosse corde de chanvre » formant anneau et fixée autour d'un bois au pied » d'un plan incliné. On y attache l'extrémité du » câble de traction pendant l'intervalle entre le » décrochage du wagonnet plein et l'accrochage du » wagonnet vide. Si le préposé à la tête du plan » incliné précipite par erreur un wagonnet dans la » descente, le câble de traction se tend sur le » croate et arrête la descente après quelques mètres. » Précipiter un wagonnet dans ces conditions, c'est » rwer d'vins su l'croate (voy. rwer). Fr. croate, » forme primitive du fr. cravate ».

Nous pouvons encore citer « iète calé comme el dernier djeu d'coulisses d'à front », « El trait monte », etc...

Le travail de Monsieur le Professeur Ruelle qui, comme je l'ai dit, comble une lacune, est aussi une précieuse contribution à l'histoire minière de notre pays dont le vocabulaire a toujours été et est encore si spécial.

(1) La portée du mot malette demande une explication. La voici. Les mineurs du Borinage, de tous temps, ont enfermé leur pain pour la journée, dans un petit sac appelé « malette ». Le tissu en était généralement de la cotonnette à très fines rayures. Mais, les ouvriers occasionnels et saisonniers, ceux-ci venant habituellement des régions extérieures au Bassin, utilisaient des malettes à grands carreaux de couleurs éclatantes. Les mineurs borains désignaient ces ouvriers sous le vocable « malette à carreaux » qui, dans leur bouche, marquait leur infériorité professionnelle et sociale. Dans la suite des ans, l'expression s'est réduite au seul terme « malette ».

Tous les mineurs, à quelque grade qu'ils appartiennent, tous les amoureux de nos dialectes, tous les amateurs de folklore, lui feront une place précieuse dans leur bibliothèque.

A. Delattre.

« LE BEAU VOYAGE ». — Almanach de sécurité 1954.

L'Association des Industriels de Belgique (A.I.B.) 29, avenue André Drouart, Bruxelles (Auderghem) vient de publier un almanach de sécurité intitulé « Le Beau Voyage ». Il est destiné à être distribué au personnel des usines et des entreprises commerciales à l'occasion des fêtes de fin d'année.

Cet opuscule fait l'objet d'une édition française et d'une édition flamande. Il est, comme de coutume, abondamment et artistiquement illustré de façon à inciter à sa lecture et à sa conservation. Cette illustration a été réalisée par Bizuth.

En 1952 et 1953, les almanachs se sont spécialement attachés à exposer comment le personnel pouvait, par un entraînement physique convenable et une volonté bien arrêtée, éviter la plupart des accidents en appliquant les règles générales de sécurité qui ont été exposées dans la suite de chacun de ces opuscules.

L'almanach « Le Beau Voyage » publié cette année, donne des conseils relatifs à des opérations industrielles déterminées.

Afin de convaincre le personnel de l'utilité de la prévention, il expose brièvement les efforts faits dans plusieurs pays industriels européens, afin d'assurer sa sécurité et sa santé et montre que la Belgique n'est pas seule à mener le bon combat.

Les almanachs des années suivantes poursuivront le rappel des règles de sécurité applicables aux opérations industrielles diverses.

Comme de coutume, à la seconde page couverture, une place est réservée pour l'impression éventuelle du nom des firmes distributrices.

Les prix de vente sont fixés de la façon suivante :

1 à 499 exemplaires	8.— F pièce.
500 exemplaires et plus	7.50 F pièce.

Impression du nom de la firme :

de 1 à 50 exemplaires	100 F
de 1 à 100 exemplaires	125 F
par 100 exemp. supplémentaires	15 F.

A.I.B. — 29, avenue André Drouart — Bruxelles — Auderghem.

C. C. P. n° 576
Tél. : 48.81.80

« EEN MOOIE REIS ». — Veiligheidsalmanak 1954.

De Vereniging der Belgische Nijveraars (A.I.B.) André Drouartlaan 29, Brussel (Oudergem) heeft zoëven een veiligheidsalmanak getiteld « Een Mooie Reis » gepubliceerd. Hij is bestemd om ter gelegenheid der nieuwjaarsfeesten uitgedeeld te worden aan de werklieden der fabrieken en handelsondernemingen.

Dit zakboekje is in 't Nederlands en in 't Frans uitgegeven. Het is, als naar gewoonte, overvloedig

en kunstvol geïllustreerd, zodat het gaarne zal gelezen en bewaard worden. Die illustratie is van de hand van Bizuth.

In 1952 en 1953 waren de almanakken speciaal bedoeld om uit te leggen hoe het personeel, door een geschikte fysieke training en besliste wil, de meeste ongevallen kon vermijden door de algemene Veiligheidsregelen toe te passen die later nader verklaard werden in ieder van die werkjes.

De almanak « Een Mooie Reis », dit jaar uitgegeven, geeft raadgevingen met betrekking tot bepaalde industriële verrichtingen.

Om het personeel te overtuigen van het nut der voorkoming verklaart hij in het kort de popingen aangewend in verscheidene industriële landen van Europa om zijn veiligheid en gezondheid te verzekeren, en toont aan dat België niet alleen staat om de goede strijd te voeren.

De almanakken van de volgende jaren zullen

voortgaan met aan de toepassing van de veiligheidsregelen op de verschillende nijverheidsverrichtingen te herinneren.

Zoals naar gewoonte, werd op de tweede bladzijde van de omslag een plaats voorbehouden voor het gebeurlijk drukken van de naam der uitdelende firma's.

De verkoopprijzen werden als volgt vastgesteld :

van 1 tot 499 exemplaren	8.— F 't stuk.
500 exemplaren en meer	7.50 F 't stuk.

Druk der firma's :

op 50 exemplaren	100 F
op 100 exemplaren	125 F
per extra honderdtal	15 F

A.I.B. — André Drouartlaan, 29 — Brussel — Oudergem.

P. C. R. n° 576
Telef. : 48.81.80

Communiqués

INSTITUT BELGE DE NORMALISATION

L'Institut Belge de Normalisation soumet à l'enquête publique jusqu'au 15 janvier 1953, le projet de norme belge suivant :

NBN 225 — Bois — Méthodes d'essai de qualification.

Ce projet résulte des travaux de la Commission des Bois de l'Association Belge pour l'Etude, l'Essai et l'Emploi des Matériaux (ABEM), il a été préparé par un sous-comité, institué en 1947, spécialement chargé de l'étude des méthodes d'essai des bois.

Ce projet a été adopté par la Commission du bois de l'IBN en vue de sa mise à l'enquête publique comme projet de norme belge.

Il comprend les modes opératoires pour le prélèvement et la préparation des éprouvettes et pour les divers essais pour la détermination des principales caractéristiques physiques et mécaniques permettant de qualifier les bois.

Les caractéristiques physiques considérées sont : l'humidité, la rétractibilité et le poids spécifique.

Les principaux essais pour la détermination des caractéristiques mécaniques sont : la traction et la compression axiales, la flexion statique, la flexion dynamique, le cisaillement longitudinal, la dureté de flanc, la compression de flanc, la traction perpendiculaire aux fibres, le fendage et l'usure.

Ce projet appartient à la série des normes consacrées au bois qui comprend actuellement :

NBN 202 — Terminologie

NBN 189 — Anomalies, défauts et vices

NBN 199 — Nomenclature des principaux bois utilisés en Belgique

NBN 225 — Méthodes d'essai de qualification (projet)

NBN 272 — Classement d'aspect des bois résineux inassortis du Nord.

NBN ... — Classement d'aspect des bois résineux sciés de Belgique (à l'étude)

NBN 210 — Cubage des grumes d'œuvre

NBN 219 — Cubage des bois débités.

Le projet NBN 225 au format A4 (210 × 297) est bilingue et comprend 29 pages, 9 figures et 3 tableaux. Il peut être obtenu au prix de 35 F, franco de port, contre paiement préalable au compte postal n° 633.10 de l'Institut Belge de Normalisation. Le montant de la commande devra comprendre la taxe de transmission si celle-ci est due.

Les observations et suggestions seront reçues avec intérêt jusqu'au 15.1.54. On est prié de les adresser en double exemplaire, si possible, à l'Institut Belge de Normalisation, Service des Enquêtes, avenue de la Brabançonne, 29, Bruxelles 4.

BELGISCH INSTITUUT VOOR NORMALISATIE

Het Belgisch Instituut voor Normalisatie publiceert ter critiek, tot 15 Januari 1953, het volgend ontwerp van Belgische norm :

NBN 225 — Hout — Beproevingmethoden voor de kwaliteitsbepaling.

Dit ontwerp is het resultaat van de werkzaamheden van de Commissie Hout van de Belgische Vereniging tot Studie, Beproeving en Gebruik der Materialen (BVSM). Het werd voorbereid door een in 1947 opgericht subcomité dat speciaal gelast is met de studie van de methodes voor beproeving van het hout.

Dit ontwerp werd goedgekeurd door de Commissie Hout van het BIN met het oog op de publicatie ter critiek als ontwerp van Belgische norm.

Het omvat de werkwijzen voor het nemen en het vervaardigen van de proefstukken en voor de diverse proeven voor de bepaling van de voornaamste fysische en mechanische kenmerken waardoor de kwaliteit van het hout kan bepaald worden.

De betrokken fysische kenmerken zijn : het vochtgehalte, de krimpbaarheid en het soortelijk gewicht.

De voornaamste proeven voor de bepaling van de mechanische kenmerken zijn : de axiale trek en de axiale druk, de statische buiging, de dynamische buiging, de lengteafschuiving, de zijdehardheid, de zijdelingse samendrukking, de tractie loodrecht op de vezels, de splijtproef en de afslijtingsproef.

Dit ontwerp behoort tot de reeks der normen gewijd aan het hout en die voor het ogenblik omvat :

NBN 202 — Terminologie

NBN 189 — Afwijkingen, gebreken en fouten

NBN 199 — Namenlijst der voornaamste in België gebruikte houtsoorten

NBN 225 — Beproevingmethoden voor de kwaliteitsbepaling (ontwerp)

NBN 272 — Sortering naar het uitzicht van ongesorteerd Noords naaldhout

NBN ... — Sortering naar het uitzicht van gezaagd Belgisch naaldhout (ter studie)

NBN 210 — Kubering van rondhout voor werkhout bestemd

NBN 219 — Kubering van verdeeld hout.

Ontwerp NBN 225 formaat A4 (210 × 297) is tweetalig en bestaat uit 29 blz., 9 figuren en 3 tabellen. Het is verkrijgbaar aan 35 F, portvrij, tegen voorafgaande betaling op postrekening nr 633.10, van het BIN. Het bedrag van de bestelling moet de overdrachtaks bevatten indien deze verschuldigd is.

De opmerkingen en suggesties worden ingewacht tot 15.1.54. Gelieve ze, zo mogelijk in tweevoud, te adresseren aan het BIN, Dienst der Onderzoeken, Brabançonnelaan 29, Brussel 4.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE — ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Tome LII - Année 1953 — Boekdeel LII - Jaar 1953

TABLE ALPHABETIQUE DES AUTEURS ALPHABETISCHE TAFEL DER AUTEURS

	Livraison	Pages
ADMINISTRATION DES MINES.		
Tableau des mines de houille en activité en Belgique au 1 ^{er} janvier 1953	III	415
Répartition du personnel et du service des mines. Noms et adresses des fonctionnaires au 1 ^{er} janvier 1953	III	436
Situation du personnel du Corps des Mines au 1 ^{er} janvier 1953	III	455
AUDIBERT, J.		
Mesures des mouvements des épontes en voie	V	689
BARKING, H.		
La fabrication, la gazéification et le traitement métallurgique de coke à haute teneur en fer en vue de l'obtention de gaz pauvre	V	750
(En collaboration avec C. EYMANN). Traduit par INICHAR.		
BIQUET, M.		
Le fonçage des puits de mines à plus de 1.000 mètres de profondeur à travers les sables bouillants	IV	558
BISCHOFF, K.		
Nouvelles recherches en vue de produire l'énergie électrique à bon marché au moyen des combustibles	III	581
(En collaboration avec E. JUSTI). Traduit par L. DENOEL.		
BRISON, L.		
Nouvelle contribution à la mesure des pressions de terrains en tailles	V	677
(En collaboration avec R. JACQUEMIN).		
CALEMBERT, L.		
Dégâts miniers et phénomènes de dissolution dans le bassin houiller de Liège	II	184
CHAINEAUX, L.		
Campagnes de mesures effectuées en Lorraine	V	702
CHARBONNAGES DE FRANCE.		
Quelques données statistiques sur l'exploitation des mines françaises en 1951	II	257
DELMER, A.		
La géographie de la Communauté du Charbon et de l'Acier	II	165
DELVAUX, M.		
L'abatage continu du charbon par longwall en Amérique du Nord	VI	785
(En collaboration avec J. VENTER et P. STASSEN).		
DEMELENNE, E.		
Influence du captage du grisou sur la teneur en poussières du courant d'air des mines grisouteuses	I	53
Injection d'eau dans les couches de charbon au moyen d'explosif	I	56

	Livraison	Pages
<i>Lutte contre les poussières. Réunion d'experts tenue à Genève du 1^{er} au 17 décembre 1952</i> (En collaboration avec A. HOUBERECHTS et J. STASSEN).	II IV VI	216 575 809
DENOEL, L. <i>Compte rendu de l'ouvrage « Soutènement en acier et en métal léger » par F. SPRUTH</i> <i>Sécurité dans les mines et soutènement — D'après « Grubensicherheit und Grubenausbau Leoben 1952 »</i>	I IV	60 619
EYMANN, C. <i>La fabrication, la gazéification et le traitement métallurgique de coke à haute teneur en fer en vue de l'obtention de gaz pauvre</i> (En collaboration avec H. BARKING). Traduit par INICHAR.	V	750
FRIPIAT, J. <i>Rapport sur les travaux de 1952 de l'Institut National des Mines</i>	IV	497
HANOT, C. <i>Les cintres de soutènement des galeries de mines en profils renforcés</i>	V	720
HOLLMANN, F. <i>Le travail des équipes de sauvetage dans les milieux à température excessive</i> Traduction de L. DENOEL.	IV	608
HOUBERECHTS, A. <i>Lutte contre les poussières. Réunion d'experts tenue à Genève du 1^{er} au 17 décembre 1952</i> (En collaboration avec E. DEMELENNE et J. STASSEN).	II IV VI	216 575 809
<i>L'activité de l'Institut d'Hygiène des Mines au cours de l'année 1952</i> <i>Ce que les charbonnages belges ont fait pour améliorer le climat souterrain. (Journée d'études des centrales de sauvetage de Belgique-Liège, 4 mai 53)</i>	III IV	525 596
HUBERT, E. <i>Compte rendu de la Conférence de Monsieur PERRIN, Haut-Commissaire à l'énergie atomique de France</i>	I	72
INICHAR. <i>Compte rendu de l'Assemblée générale de la Société des Sidérurgistes et Exploitants des Mines Allemands</i> <i>Revue de la littérature technique</i>	I II III IV V VI	78 307 473 659 756 860
<i>La V^e Foire internationale de Liège 1953. Section Mines. Compte rendu</i> <i>Combustion des terrils</i>	IV IV	556 549
JACQUEMIN, R. <i>Nouvelle contribution à la mesure des pressions des terrains en tailles</i> (En collaboration avec L. BRISON).	V	677
JUSTI, E. <i>Nouvelles recherches en vue de produire l'énergie électrique à bon marché au moyen de combustibles</i> (En collaboration avec K. BISCHOFF). Traduction de L. DENOEL.	III	581
KOST, H. <i>Le charbon dans l'économie de l'énergie.</i> Traduction par INICHAR.	I	74
LAVENNE, F. <i>Les répercussions sur l'homme du travail aux hautes températures. (Journée d'études des Centrales de Sauvetage de Belgique. Liège, 4 mai 1953)</i>	IV	601

	Livraison	Pages
LEFEVRE, R. <i>Etude du couple total d'extraction et des sollicitations d'un arbre de bobines d'une machine d'extraction</i>	I	9
LENTACKER, C. <i>Etude d'une bèle d'un poids minimum et de résistance maximum</i>	I	66
LOGELAIN, G. <i>La protection des jeunes gens occupés aux travaux souterrains dans les mines de charbon</i> <i>Les systèmes de rémunération en usage dans les mines de houille vus sous l'angle de la productivité</i>	II VI	194 800
MARGUERRE, F. <i>L'économie de l'électricité orientée par la consommation</i> Traduction adaptée par INICHAR.	II	256
MATERIEL MINIER. (Notes rassemblées par INICHAR). <i>La bèle « Aigle ». — La chargeuse « Waffler ». — La machine « Abus » pour le creusement mécanique des galeries. — Signalisation dans les tailles à convoyeurs. — Nouvel appareil téléphonique autogénérateur avec dispositif d'appel prévu pour être utilisé dans les installations du fond. — Convoyeur Hemscheidt pour le déblocage des tailles dans les gisements à fort pendage. — Théodolite suspendu</i>	I	80
<i>L'abatage du charbon par le Chemechol. — Le tir à l'air comprimé. Procédé Armstrong. — Abatteuse-chargeuse à North-Gawber. — Abatteuse continue télécommandée. — Etaçons dynamométriques Dowty. — La scie Siskol, scie mécanique pour le fond. — Convoyeur à raclettes léger et facilement déplaçable. — Convoyeur Piggyback. — Locomotive antidéflagrante à accumulateurs. — Embrayage pneumatique Airflex. — Les coupleurs à poudre d'acier. — La nouvelle courroie trapézoïdale « Grommet ». — La préparation du charbon brut au fond</i>	II	260
<i>Renseignements qu'on peut obtenir par sondages. — Loupe avec éclairage électrique. — Machine à tambour d'arrachage. — Remblayeuse mécanique Anderson Boyes. — Foreuse à arbre flexible pour le boulonnage du toit. — Rouleau de convoyeur en plastique. — Signalisation à l'arrière des trains. — Descenseur à diaphragme. — Surveillance automatique de l'aérage souterrain par un enregistreur de méthane. — Baromètre portatif à indication optique Barolux. — « Airseco » dispositif de protection contre les explosions dans les tuyauteries d'air comprimé. — Contre la corrosion des vannes. — Prolongateurs pour câbles placés dans les voies de tailles. — Frein hydraulique pour machine d'extraction. — Bèle « Aigle ». — Fonçage des puits</i>	III	590
<i>Convoyeur à bande curviligne. — Convoyeur à bandes sur rails. — Stop-chute. — Commande automatique des pompes d'épuisement. — Appareils hydrauliques pour reconformation des caisses de berlines. — Affûtage et finissage semi-automatiques des taillants de fleurets, des couronnes de forage et des pics de haveuses</i>	IV	652
<i>Creusement mécanique des voies en roches. — Le Dryductor Holman. — Fliesersatz (remblayage par coulée) — Couloirs oscillants en aluminium. — « Raclette à bande » pour courte taille. — Le convoyeur continu mobile. — Convoyeur extensible à courroie « Joy ». — Vanne de sécurité pour convoyeurs souterrains. — Indicateur de position de taquets. — Détecteur des bruits de la mine. — Gaine anti-bélier pour amorçage automatique de l'aspiration des pompes à piston</i>	VI	847
MEYERS, A. <i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur. — Année 1951</i> <i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur. — Année 1950. — Errata.</i>	I I	80 155

	Livraison	Pages
<i>Statistique des industries extractives et métallurgiques et des appareils à vapeur. — Année 1951. — Errata.</i>	II	302
<i>L'industrie charbonnière pendant l'année 1952. — Statistique sommaire et résultats provisoires</i>	III	405
MIJNWEZENBESTUUR. <i>Verdeling van het personeel en van de dienst van het Mijnwezen. Namen en adressen der ambtenaren op 1 Januari 1953</i>	III	456
<i>Stand van het personeel van het Mijncorps op 1 Januari 1953</i>	III	465
MOMBEL, J. <i>Les possibilités d'avenir des bacs à pulsations dans les lavoirs modernes</i> ...	III	567
<i>Un essai d'injection d'eau en veine au charbonnage d'Hensies Pommerœul</i> ...	VI	827
PAUWEN, L. J. <i>Afbakening der kolenmijnvergunning Neeroeteren-Rotem</i>	III	561
PETRE, R. <i>La formation professionnelle et l'apprentissage du métier de mineur</i>	V	738
SCHMID, F. <i>L'exploitation du lignite xyloïde</i>	VI	856
<i>Traduction résumée par R. STENUIT.</i>		
SERVICE GEOLOGIQUE DE BELGIQUE. <i>Coupe du sondage n° 111 à Niel-bij-As</i>	I	22
<i>Coupe du sondage n° 75 à Lilo (Houthalen)</i>	II	202
STACH, E. <i>L'importance industrielle et économique de la pétrologie de la houille</i> ...	V	708
STASSEN, J. <i>Lutte contre les poussières. Réunion d'experts tenue à Genève du 1^{er} au 17 décembre 1952</i>	II	216
<i>(En collaboration avec A. HOUBERECHTS et E. DEMELENNE).</i> ...	IV	575
	VI	809
STASSEN, M. <i>Programme des études et travaux pour la formation des équipes de sauveteurs appelés à intervenir en milieux chauds. (Journée d'Etudes des Centrales de Sauvetage de Belgique, Liège, 4 mai 1953)</i>	IV	605
STASSEN, P. <i>Introduction aux travaux de la Journée des mesures relatives aux pressions de terrains et au soutènement</i>	V	665
<i>L'abatage continu du charbon par longwall en Amérique du Nord</i>	VI	785
<i>(En collaboration avec M. DELVAUX et J. VENTER).</i>		
TRAENCKNER, K. <i>Production de gaz à partir de charbons non cokéfiant</i>	II	241
<i>Traduction par INICHAR.</i>		
VAES, A. <i>L'industrie minière du Congo belge et du Ruanda-Urundi en 1951</i>	II	276
VENTER, J. <i>Allocution d'ouverture. (Journée des Mesures organisée par Inichar, à Liège, le 15 juin)</i>	V	661
<i>L'abatage continu du charbon par longwall en Amérique du Nord</i>	VI	785
<i>(En collaboration avec M. DELVAUX et P. STASSEN).</i>		